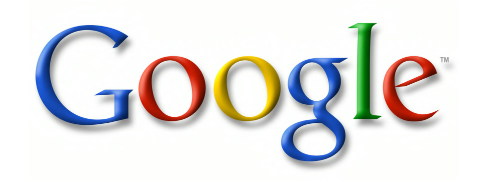
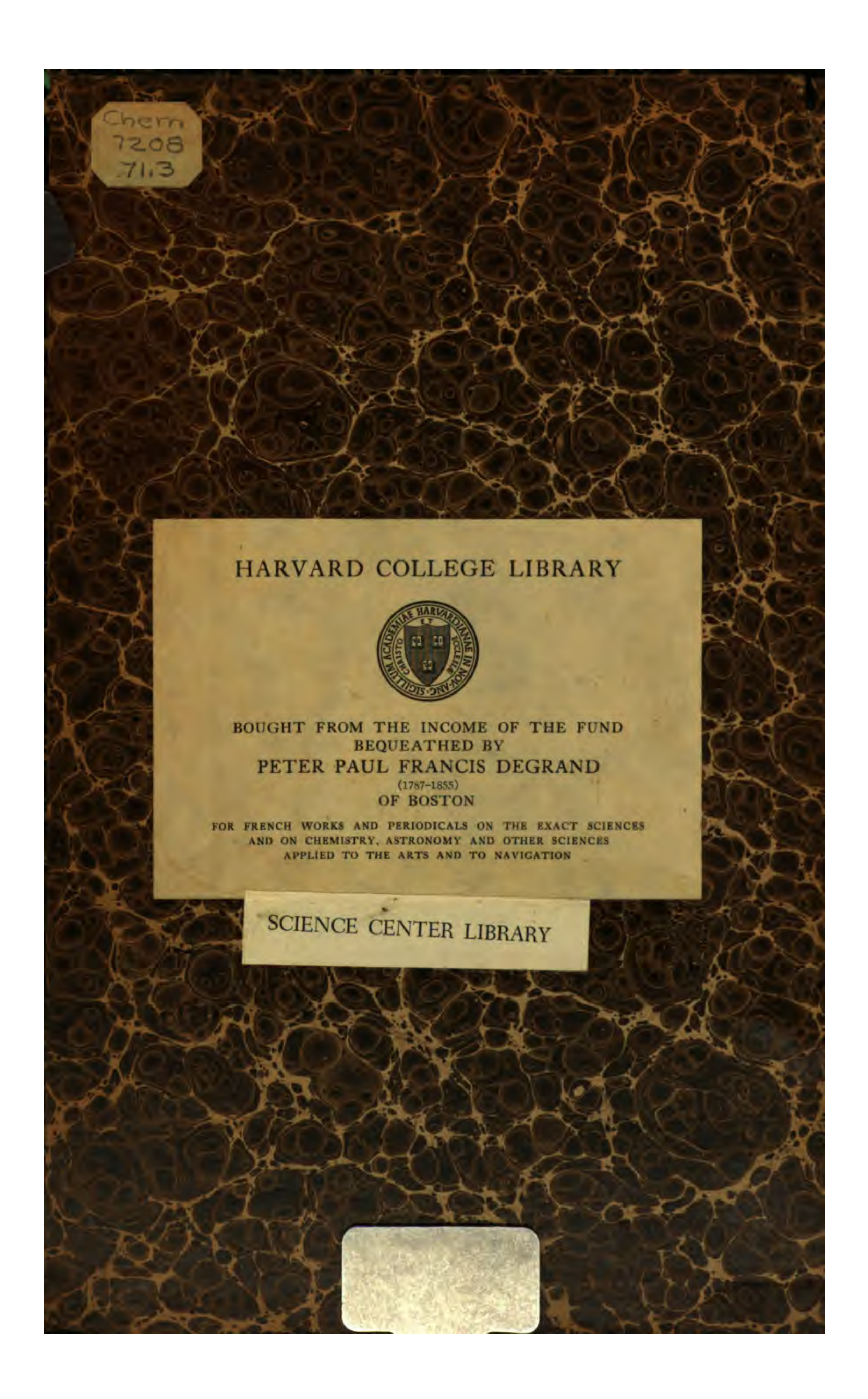
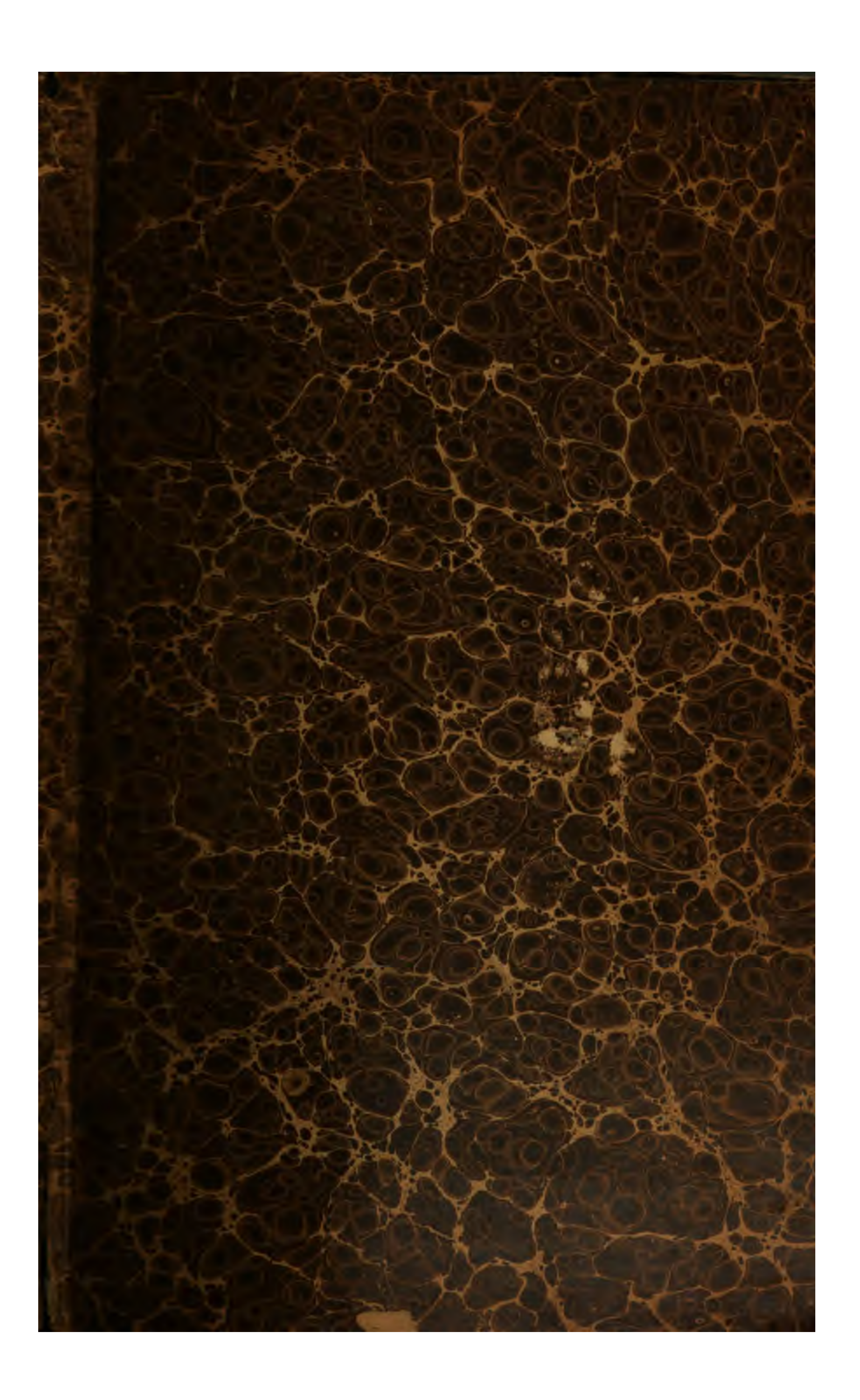

Google





Chem
7208
71.3
HARVARD COLLEGE LIBRARY
BOUGHT FROM THE INCOME OF THE FUND
BEQUEATHED BY
PETER PAUL FRANCIS DEGRAND
(1787-1855)
OF BOSTON
FOR FRENCH WORKS AND PERIODICALS ON THE EXACT SCIENCES
AND ON CHEMISTRY, ASTRONOMY AND OTHER SCIENCES
APPLIED TO THE ARTS AND TO NAVIGATION
SCIENCE CENTER LIBRARY



PRINCIPES GÉNÉRAUX

DU TRAITEMENT

DES MINERAIS MÉTALLIQUES

PARIS. — TYPOGRAPHIE PILLET FILS AINÉ
5, rue des Grands-Augustins, 5.

PRINCIPES GÉNÉRAUX

DU

TRAITEMENT

DES

MINERAIS MÉTALLIQUES

TRAITÉ DE MÉTALLURGIE

THÉORIQUE ET PRATIQUE

PAR

M. L. E. RIVOT

INGÉNIEUR EN CHEF DES MINES, PROFESSEUR A L'ÉCOLE DES MINES.

NOUVELLE ÉDITION

TOME TROISIÈME

MÉMOIRES DIVERS

PARIS

DUNOD, ÉDITEUR,

Précédemment Carilian-Gœury et Victor Dalmont,

LIBRAIRE DES CORPS DES PONTS ET CHAUSSÉES ET DES MINES,

Quai des Augustins, 49.

1873

TABLE DES MATIÈRES.

FIN DE LA TABLE DES MATIÈRES DU TROISIÈME VOLUME.

NOTES

SUR LE

GISEMENT DES MINERAIS DE ZINC ET DE PLOMB

DANS LA

HAUTE-SILÉSIE

Recueillies dans un voyage fait en 1846, par MM. L. E. Rivot, ingénieur des mines, et Lejeune, ingénieur civil de Belgique.

Nous n'avons pas pour but dans la présente notice de décrire en détail l'exploitation et le traitement métallurgique des minerais de zinc et de plomb dans la Haute-Silésie, mais seulement de faire connaître, aussi brièvement que possible, le mode de gisement de ces minerais, l'importance des mines et les circonstances principales de la fabrication.

L'industrie métallurgique est très-développée dans la Haute-Silésie, dans le voisinage presque immédiat des villes de Beuthen et Tarnowitz.

L'exploitation porte sur des amas nombreux de minerais de fer, de zinc, de plomb, sur des couches puissantes de houille. Les minerais de fer et de zinc sont traités dans de nombreuses usines, établies principalement au Sud de Beuthen, sur le terrain houiller; les minerais de plomb sont traités dans une seule usine royale, établie près de Tarnowitz.

Minerais de zinc. Historique. — Nous rappellerons en peu de mots l'historique de l'exploitation de la calamine.

L'exploitation de la calamine dans la Haute-Silésie paraît avoir commencé vers l'année 1560.

Ce minerai ne tarda pas à être exporté par Dantzig; le monopole de l'exploitation et de la vente resta pendant quelques années entre les mains d'un certain Hanz Hornig, riche marchand de Breslau. La calamine n'était employée, à cette époque, que pour la fabrication du laiton, et sa valeur commerciale atteignait 100 francs par 1,000 kilogrammes. On n'exploitait sans doute que la meilleure calamine; mais ce prix prouve qu'alors la valeur du minerai était plus élevée que de nos jours[1].

Vers 1631 les édits de l'empereur Ferdinand II et les persécutions religieuses vinrent arrêter cette industrie naissante. L'exploitation des mines ne

1. Le minerai de la Vieille-Montagne se vendait, en 1846, 75 francs les 1,000 kilog., pris à la mine. Ce minerai est peut-être le meilleur qui soit connu maintenant.

recommença que vers 1660, après la guerre de Trente ans. Depuis cette époque jusqu'à la fin du XVIII[e] siècle la quantité de minerai extraite annuellement s'est accrue presque constamment. En 1792, l'exportation de la calamine s'élevait à 9,000 quintaux métriques.

Production. — Vers le commencement du XIX[e] siècle, un ingénieur nommé Richberg, à son retour d'un voyage en Angleterre, entreprit d'introduire en Silésie l'industrie de la fabrication du zinc, en utilisant les fourneaux des verreries. Ses essais donnèrent lieu à la méthode d'extraction du zinc de ses minerais, dite *méthode silésienne*. Dès que cette méthode eut réussi, l'exploitation de la calamine prit un accroissement rapide. Elle était de 8,000 à 9,000 quintaux métriques en 1813, de 32,000 quintaux métriques en 1816, et en 1822 elle atteignit 150,000 q. m.; en 1823, 230,000 q. m.

Dans l'année 1822 le zinc était vendu à Breslau 500 francs les 1,000 kilog. et la calamine était taxée par le Bergamt de Tarnowitz à raison de 30 francs la tonne métrique.

En 1823 ces prix s'élevèrent considérablement : pour le zinc jusqu'à 82 francs, pour la calamine jusqu'à 40 francs. Quinze mines seulement étaient alors en activité.

La concurrence acharnée que se firent les nombreux producteurs de zinc, entretenue par les acheteurs anglais, et la production exagérée, firent tomber les prix très-rapidement à la fin de 1823 et en 1824, et ensuite lentement jusqu'en 1830. Depuis 1830 les prix se sont relevés progressivement jusqu'en 1842, se sont maintenus presque stationnaires jusqu'au commencement de 1845, et ont baissé de nouveau à la fin de 1845, en 1846 et en 1847. La production a toujours été en croissant. Le tableau suivant donne les quantités de minerais exploitées, leur rendement en zinc et le prix du zinc de 1830 à 1846.

ANNÉES.	CALAMINE exploitée.	RENDEMENT moyen pour 100.	ZINC produit.	PRIX DU QUINTAL de zinc à Breslaw.
	quint. mét.		quint. mét.	fr. c.
1830	140,830	32	45,000	18 75
1831	154,637	30	46,000	augmente progressivement jusqu'à
1832	204,070	28	57,000	
1833	240,620	26	62,500	
1834	332,590	25	83,000	
1835	501,440	20	100,000	
1836	541,630	17	92,000	41 25
....	....	...	......	....
1842	761,000	16 1/2	125,000	82 »
1843	831,100	18	150,000	48 75
1844	956,440	17	162,500	48 50
1845	1,029,410	17	175,000	41 25
1846	1,180,000	17	200,000	37 50

En examinant ce tableau, on voit que la richesse des minerais traités est en relation avec le prix du zinc. Ainsi le rendement moyen le plus élevé, de 32 p. 100, en 1830, répond au prix de vente le plus bas du zinc, 18f,75 ; et le rendement le plus faible, 16 1/2 p. 100, en 1842, au prix de vente le plus élevé. On peut facilement se rendre compte de cette relation, en remarquant que les frais de traitement du minerai sont à peu près les mêmes pour des minerais riches et pour des minerais pauvres, et que par suite les usines peuvent traiter avec avantage des minerais d'autant plus pauvres que le prix de vente du zinc est plus élevé.

APERÇU GÉOLOGIQUE. — Le sol de la Silésie est peu accidenté ; il présente des plateaux assez étendus séparés par des vallées peu profondes ; il est en partie cultivé, en partie couvert de forêts de sapins. Sa constitution géologique a été tracée par M. de Carnall en deux cartes assez détaillées. Nous ne pensons pas devoir les reproduire. La plus utile, pour faire connaître la position des mines, est celle dont le titre est : Carte géologique des amas métallifères du muschelkalk des environs de Tarnowitz et de Beuthen.

La ville de Beuthen est située sur un calcaire que les géologues allemands rapportent au muschelkalk, et qui s'étend vers l'Est jusqu'en Pologne. Il est limité au Sud, à l'Est et au Nord par le terrain houiller. Au contact des calcaires et des schistes houillers on voit, en quelques points seulement, près de Chorzow, Rogosznik, Dobieszowizce, Koslowagura, des bandes étroites de grès bigarré. Vers le Nord, le terrain houiller disparaît en partie sous une formation plus récente d'argiles et de sables.

TERRAIN HOUILLER. — Le terrain houiller est principalement composé d'argiles schisteuses peu inclinées à l'horizon. La puissance et la grande régularité des couches de houille, reconnues avec les mêmes caractères à des distances considérables, lui impriment un cachet tout particulier.

MUSCHELKALK. — Nous nous occuperons plus spécialement du calcaire, sur lequel reposent tous les amas métalliques, ce qui lui a fait donner le nom de *sohlenstein*.

DOLOMIE. — Le muschelkalk se présente en bancs peu puissants ; il est régulièrement stratifié, et ses couches sont presque horizontales. Ce calcaire est bleuâtre et assez dur ; il est presque toujours altéré et blanc jaunâtre au contact des amas métalliques. Sa surface est fort irrégulière ; elle présente de nombreuses ondulations, des fentes et des cavités plus ou moins étendues, dans lesquelles ont été déposés les amas de minerais. Deux masses considérables de dolomie remplissent deux profondes cavités du calcaire. La plus grande, près de Beuthen, s'étend fort loin vers l'Est jusqu'en Pologne ; elle est en relation avec les principaux amas calaminaires ; l'autre, au Sud de Tarnowitz, renferme les amas de galène. Les amas les plus puissants de

minerais de fer se trouvent aussi dans le voisinage de ces deux masses dolomitiques.

La dolomie n'a pas encore été rencontrée avec une stratification régulière; presque partout elle est nettement séparée du calcaire. Elle est le plus ordinairement brune ou d'un gris bleuâtre saccharoïde et à cassure assez unie. Au contact des amas métalliques, elle est presque toujours altérée, désagrégée et jaunâtre[1].

Le calcaire et la dolomie ne viennent au jour qu'en un petit nombre de points; ils sont recouverts presque partout par des graviers, des sables et argiles désignés sous le nom allemand de *ausgeschwemmte gebirge*, et renfermant des blocs erratiques qui proviennent des montagnes granitiques de la Scandinavie.

On donne le nom de *kurzawka* à certaines couches de sables très-coulants et aquifères, que les mineurs ont beaucoup de peine à traverser.

Amas de minerais. — Les amas de minerais de fer, de calamine et de galène sont placés dans les cavités que présente la surface du calcaire, principalement dans le voisinage de la dolomie, ou même sous la dolomie. Nous considérons successivement les amas zincifères, plombeux et ferrugineux.

Amas de calamine. — La calamine se présente sous deux aspects bien différents et sous deux modes de gisements bien caractérisés, désignés sous les noms d'amas blancs, d'amas rouges.

Amas blancs. — Les amas blancs sont le plus ordinairement composés de couches nombreuses et assez peu épaisses d'argile et de calamine. L'argile est presque toujours blanche, jaunâtre ou légèrement grisâtre, et paraît marneuse. La calamine, presque de même couleur et de même apparence, forme souvent des couches très-minces alternant avec l'argile; d'autres fois elle se présente en fragments isolés, irréguliers, en grains ou en sable; quelquefois elle est criblée de petites cavités remplies d'argile.

La puissance des amas blancs varie de quelques centimètres à 1 ou 2 mètres; rarement elle atteint 4 mètres. Cette puissance est toujours plus grande dans le fond des cavités du calcaire remplies par le minerai; mais là où la puissance est la plus grande, la proportion d'argile est la plus considérable. Dans les nombreuses exploitations, les amas blancs ont toujours présenté le caractère évident de dépôts successifs sous des eaux assez tranquilles, remplissant les cavités peu profondes de la surface du calcaire, et

1. On rencontre fort souvent dans la dolomie des fentes très-larges, des druses tapissées de cristaux, des vastes cavités ou grottes, en partie remplies par des sables et des argiles ocreuses, analogues, jusqu'à un certain point, aux grottes de calcaire métallifère des bords de la Meuse.

formant des lacs peu étendus, dans lesquels les eaux déposaient périodiquement le minerai et l'argile.

La calamine blanche est généralement assez pure et mélangée seulement d'argile ; elle rend au traitement métallurgique de 20 à 30 p. 100 de zinc.

Les amas blancs ne paraissent nullement en relation avec les masses dolomitiques, bien que plusieurs d'entre eux se trouvent dans leur voisinage presque immédiat. Ils sont généralement recouverts par les argiles et sables, qui forment leur dachgestein.

Amas rouges. — En quelques endroits on a rencontré au-dessus des amas blancs des argiles ferrugineuses, des amas de minerais de fer, ou d'une calamine rouge très-ferrugineuse. Ces derniers, nommés amas rouges, n'ont été trouvés jusqu'à présent qu'à la limite de la dolomie, et toujours recouverts en partie par cette roche.

La calamine rouge se présente en blocs ou fragments irréguliers de toutes dimensions, plus ou moins compactes, séparés plutôt que réunis par de l'argile rouge très-ferrugineuse ; plus rarement en sable mélangé de dolomie altérée et sablonneuse. Elle contient, principalement à la partie supérieure des amas, de la galène argentifère et du plomb carbonaté noir et ferreux.

Les amas rouges ne présentent jamais de stratification distincte, et paraissent avoir été formés par un phénomène beaucoup plus instantané que celui qui a produit les amas blancs. Leur puissance est ordinairement bien plus grande que celle de ces derniers : elle atteint jusqu'à 9 et 10 mètres ; elle est rarement inférieure à 2 mètres.

Les amas rouges reposent sur le même calcaire que les amas blancs, et en partie sur ces amas. Leur pierre de toit (dachgestein) est la dolomie, qui cependant ne les recouvre jamais entièrement, et dans laquelle ils pénètrent souvent. Ainsi quelques mines très-favorisées possèdent deux amas rouges très-puissants intercalés et pénétrant parallèlement dans la dolomie.

Les mineurs allemands prétendent que rarement deux amas, blanc et rouge, superposés, sont riches tous les deux en même temps. Nous croyons avoir remarqué, dans les nombreuses exploitations que nous avons visitées, que cette opinion résulte de ce que les amas rouges ne sont superposés aux amas blancs qu'aux limites de ces derniers.

Les amas de minerais de fer, recouvrant les amas de calamine blanche, aux limites de la dolomie, sont généralement très-zincifères et paraissent remplacer les amas de calamine rouge.

Anciens travaux. — Les travaux d'exploitation de la calamine ont commencé sur ceux des amas blancs situés au-dessus du niveau des eaux, près de Gurnicki, à l'Ouest de Beuthen, près de Trockenberg, Radzionkau, Dombrowa. Les travaux paraissent s'être arrêtés au niveau des eaux, et, pour

toutes les parties exploitées, la meilleure calamine seule a été enlevée. Aussi ces mêmes amas ont-ils été réexploités à différentes reprises, et maintenant encore dans un grand nombre de concessions, telles que Léopold, Alexanderblick, Rochus, Eva, etc., on exploite de la calamine dans les remblais des anciens.

On peut même avancer que partout où la surface du sohlenstein se trouve au-dessus du niveau des eaux, les mineurs ne peuvent espérer que ces amas blancs déjà fouillés, qu'on désigne en Silésie sous le nom de *wasch-lager*. Tout le minerai qui en provient doit être lavé. L'avenir de ces concessions est donc fort borné.

Dans les amas de calamine rouge on remarque aussi des travaux très-anciens, faits à la partie supérieure de ces amas pour l'exploitation de la galène argentifère, par la méthode des puits circulaires très-rapprochés, et seulement jusqu'au niveau des eaux. Ce niveau se distingue parfaitement, dans la grande exploitation à ciel ouvert de Scharley, par la ligne inférieure des vieux boisages, interrompue de distance en distance par des puits carrés, plus solidement boisés, et par lesquels les anciens mineurs paraissent s'être efforcés de descendre sous les eaux. Les vieux puits circulaires étaient boisés avec des branches d'environ 3 centimètres de diamètre : l'écorce de ces branches est encore bien conservée. La calamine rouge elle-même ne paraît pas avoir été exploitée par les anciens.

Depuis le commencement du XIX[e] siècle, et principalement depuis une trentaine d'années, on a fait un très-grand nombre de recherches d'amas de calamine, soit par des puits carrés sans moyen d'épuisement des eaux, soit par des sondages avec des appareils imparfaits. La plupart de ces recherches n'ont pu donner aucune indication positive, parce que les puits ont été arrêtés au niveau des eaux, et que les sondages n'ont pu traverser les sables coulants. Aussi, quand on examine sur les plans détaillés des concessions les recherches notées comme infructueuses (leer), il faut chercher à reconnaître dans quelles circonstances elles ont été faites et abandonnées. Ce n'est que depuis un petit nombre d'années que les recherches sont faites par sondages avec des appareils convenables. Ces sondages coûtent environ 35 à 45 francs par mètre, et ne sont par conséquent pas très-dispendieux, les amas blancs étant placés en général à une faible profondeur. Par les sondages on a pu reconnaître déjà plusieurs amas blancs, vierges, qui ont été mis en exploitation au moyen de machines à vapeur pour l'épuisement des eaux. Dans quelques concessions, notamment dans celle nommée Hugo, on a rencontré par des sondages des fentes presque verticales et assez larges, dans le calcaire. Elles sont remplies d'argile et de calamine ; cependant le minerai y paraît bien moins abondant que dans les amas eux-mêmes. Plusieurs ingé-

nieurs prussiens considèrent ces fentes comme les filons par lesquels sont arrivées à la surface les eaux minérales chargées de calamine et d'argile, qui ont déposé ces matières à la surface du calcaire.

NOMBRE DES CONCESSIONS. — Le nombre des concessions de calamine accordées jusqu'à présent s'élève à 77. Quant aux permissions de recherches, elles sont extrêmement nombreuses.

La valeur négociable et produisant bénéfices d'une mine est partagée en 122 kuxen, pour chacune desquelles il peut y avoir plusieurs propriétaires.

REDEVANCE. — Le gouvernement perçoit sur l'extraction des minerais de zinc un dixième en nature. Pour les minerais soumis au lavage il paye un dixième des frais de la préparation mécanique. Le bergamt de Tarnowitz fixe la teneur des minerais de différentes qualités provenant de toutes les mines, et détermine leur valeur d'après le prix moyen du zinc métallique. Les minerais provenant de la redevance sont traités dans l'usine royale à Kœnigs-Hütte.

La calamine extraite est divisée en deux qualités :

1° Le stück-galmei, ou calamine en morceaux, qui est vendue directement aux usines; elle est traitée sans subir aucune préparation mécanique; 2° le minerai à laver.

La plupart des mines ont un atelier de préparation mécanique, dont la disposition dépend de l'importance de la mine et de la richesse des propriétaires. On peut voir dans les environs de Beuthen des préparations mécaniques de toute nature, depuis celle de Scharley, établie par M. de Carnall, jusqu'aux plus simples hangars, ne contenant que des caisses de débourbage et quelques tamis à bras. Le lavage donne :

1° Le wasch-galmei, ou calamine lavée; 2° le graben-galmei, ou les sables calaminaires; 3° les schlämme, ou boues de lavage.

Cette dernière qualité, très-pauvre en zinc, n'est vendue et traitée dans les usines qu'autant que le prix du zinc est assez élevé.

Les teneurs de ces quatre qualités varient d'une mine à l'autre, des amas blancs aux amas rouges, mais elles sont assez constantes pour un même amas, ce qui facilite beaucoup les opérations commerciales. Nous avons réuni dans le tableau suivant les teneurs moyennes de ces quatre qualités de minerais en 1846.

Stück-galmei............	22 à 30	p. 100
Wasch-galmei...........	16 à 20	—
Graben-galmei..........	10 à 12	—
Schlämme..............	5 à 8	—

Les prix moyens de vente de la calamine ont été :

Dans les années......................	1841	1842	1843	1844
Pour 100 kil. de minerai bon à traiter..	5f,50	4f,37	2f,81	3f,65
Les frais d'extraction et de lavage pendant ces mêmes années ont été évalués à..	2f,47	2f,35	2f,20	1f,75

Nous décrirons maintenant les mines les plus importantes actuellement exploitées. Dans toutes, l'épuisement des eaux est fait au moyen de machines à vapeur faisant mouvoir des pompes. La force des machines n'est pas en général très-grande; il faudra probablement l'augmenter beaucoup dans quelques années, pour pouvoir exploiter à une plus grande profondeur, à moins que le gouvernement ne fasse mettre à exécution le projet de M. de Carnall. Ce projet, déposé depuis deux ans déjà, à l'administration supérieure de Berlin, donne le moyen d'assécher la plupart des mines de calamine par une galerie d'écoulement traversant une grande partie du terrain métallifère. Par cette galerie les travaux inférieurs de Scharley, commencés depuis peu de temps, et qui sont les plus bas de tout le pays, ne seraient plus qu'à un petit nombre de mètres sous les eaux. Les machines à vapeur actuelles pourraient alors suffire pour pousser les travaux à une profondeur notablement plus grande.

SCHARLEY. — *Mine de Scharley.* — La mine la plus richement partagée de toute la Silésie, pour la masse minérale, est Scharley; elle est située à une lieue environ au Nord de Beuthen, à une très-petite distance de la frontière de Pologne, et sur la limite Nord de la grande masse dolomitique de Beuthen. L'amas de Scharley se prolonge jusque dans les concessions voisines, Wilhelmine, Hélène, Cœcilie; mais il y présente de plus grandes difficultés d'exploitation et une moindre richesse. Les travaux modernes ont commencé en 1822 et ont continué depuis lors sans interruption. Ils sont déjà parvenus à une profondeur assez grande au-dessous du niveau qu'avaient pu atteindre les anciens.

On exploite, en partie à ciel ouvert, en partie par puits et galeries, un amas blanc très-médiocre et un amas rouge puissant de 8 à 10 mètres. Vers l'Ouest cet amas se divise en deux autres, presque aussi riches et aussi puissants, séparés par plusieurs mètres de dolomie. Ce double amas se retrouve à Wilhelmine. La dolomie repose sur l'amas rouge, qui la sépare du calcaire, mais ne le recouvre qu'en partie. La *fig. a*, pl. XIV, représente une coupe faite du Nord au Sud, à peu près normalement à la limite de la dolomie. La surface du calcaire présente une cavité allongée de l'Est à l'Ouest, plongeant doucement vers l'Ouest et rapidement vers le Sud sous la dolomie. Le calcaire

se relève principalement vers l'Est, à la limite de la concession Cœcilie. Les minerais sont déposés dans cette cavité et sont recouverts, ainsi que le calcaire et même la dolomie, par les sables et argiles modernes.

AMAS BLANC. — L'amas blanc repose immédiatement sur le calcaire; sa puissance varie de $0^{m},30$ à $1^{m},20$; elle est plus grande vers l'Est, diminue progressivement vers l'Ouest, et le minerai finit par disparaître presque entièrement. Vers le Sud, sous la dolomie l'amas blanc devient de plus en plus pauvre. La petite quantité de calamine blanche, qu'on extrait maintenant, est de qualité assez bonne. Elle rend de 23 à 27 p. 0/0 de zinc.

AMAS ROUGE. — L'amas rouge repose sur l'amas blanc, dont il n'est séparé que par des lits très-minces d'argiles ferrugineuses. Dans la partie orientale de la concession exploitée à ciel ouvert, la calamine se présente presque compacte en fragments considérables, ou en bancs assez puissants. Elle est mélangée avec une forte proportion d'argile et d'oxyde de fer. A la partie supérieure de l'amas, les minerais de plomb argentifère, galène et plomb carbonaté, sont fort abondants; ils ont donné lieu à d'anciens travaux fort importants. Vers l'Ouest et vers le Sud la calamine rouge pénètre dans la dolomie en deux amas puissants, chacun d'environ 8 à 9 mètres, et séparés par environ 10 mètres de dolomie. L'amas supérieur contient encore de la galène et du plomb carbonaté; l'amas inférieur est plus pur; la calamine blanche ne se trouve représentée que par de minces veinules d'argile blanche un peu zincifère.

L'exploitation à ciel ouvert, commencée en 1822, est déjà parvenue à la profondeur de 31 à 33 mètres : à la surface du sol ses dimensions sont : de l'Est à l'Ouest, plus de 500 mètres; du Nord au Sud, environ 250 mètres. Ses dimensions au fond sont bien moindres : la longueur de l'Est à l'Ouest n'atteint pas 300 mètres; sa largeur du Nord au Sud, 60 à 70 mètres. La surface du calcaire est très-peu inclinée vers l'Ouest et vers le Sud, pour toute la partie que ne recouvre pas la dolomie, c'est-à-dire du Nord au Sud, pendant une quarantaine de mètres; plus loin, au Sud, l'amas rouge et l'amas blanc, considérablement réduit, plongent sous la dolomie sous un angle d'environ 12° : la puissance de l'amas rouge ne paraît pas diminuer.

Une petite partie des deux amas, vers l'Est, se trouve au-dessus du niveau des eaux; on la réserve pour les jours où des accidents survenus aux pompes ou à la machine d'épuisement empêchent les travaux au fond. Ces derniers sont les plus bas de la Silésie, et placés au-dessous du niveau des eaux. Le terrain lui-même ne paraît pas donner beaucoup d'eau, mais la dolomie amène dans les travaux les eaux de pluie des forêts voisines, distantes de quelques lieues. On peut même reconnaître par la quantité d'eau que les pompes ont à extraire l'abondance plus ou moins grande des pluies tombées dans les environs quelques jours auparavant.

On a commencé l'exploitation des amas par la partie septentrionale, et on a avancé vers le Sud par gradins dirigés de l'Ouest à l'Est, en portant les déblais en arrière. La paroi septentrionale de l'excavation est en partie formée par ces déblais, en partie par le calcaire, disposés en banquettes inclinées pour le roulage à la brouette. La paroi méridionale, qui doit être reculée vers le Sud à mesure que l'exploitation avance au fond, est aussi verticale que le comporte la solidité du terrain.

Vers la concession Cœcilie, à l'Est, on exploite de temps en temps le minerai par gradins horizontaux dirigés du Nord au Sud. La paroi occidentale de l'excavation est formée par des remblais en talus, provenant de la partie primitivement exploitée.

La condition de l'exploitation à ciel ouvert, d'enlever toute la masse des terrains supérieurs sur une profondeur égale à celle des gradins mis à découvert dans le minerai, devient de plus en plus onéreuse à mesure que les travaux avancent vers le Sud; elle double presque le prix d'exploitation. On commence à penser à exploiter par puits et galeries la partie des amas plongeant sous la dolomie. Il faut remarquer que dans cette partie exploitée à ciel ouvert l'amas rouge est simple; c'est plus à l'Ouest et à un niveau plus bas que commence le double amas.

La calamine, abattue en grande partie à la poudre, est soumise immédiatement à un triage. Le stückgalmei et le minerai de plomb pur sont chargés dans des brouettes et roulés par des femmes jusqu'à la surface, sur les rampes de la paroi septentrionale de l'excavation. Ces minerais sont déposés, en tas réguliers et pesés, près de la route de Beuthen à Toutschpickar, qui traverse la concession.

Le minerai impur et argileux est d'abord soumis à un débourbage préparatoire dans les cavités du calcaire, toujours assez pleines d'eau, ensuite jeté par un petit puits à un niveau inférieur, et conduit par une galerie longue d'une centaine de mètres au puits spécial affecté à l'extraction. Les eaux, rendues très-sales par ce débourbage, sont conduites à ce même niveau au bas du puits d'épuisement, très-voisin de celui d'extraction. La profondeur de ces deux puits est de $37^{m},50$ environ.

EXTRACTION. — Le puits d'extraction est divisé en deux compartiments, dans lesquels se meuvent deux cages, élevant ou descendant les chariots. Les cages sont portées par deux câbles en fils de fer, qui s'appuient sur deux molettes et viennent s'enrouler autour de deux tambours coniques, auxquels le mouvement de rotation est transmis par une petite machine à vapeur à traction directe, de la force de 6 chevaux.

Les chariots, retirés des cages, sont placés sur une plate-forme mobile sur deux rails en fer, et amenés au chemin de fer de la grande laverie.

Les chariots contiennent environ 300 kil. de minerai ; la machine en élève 200 à la surface en 10 heures.

L'atelier de préparation mécanique est situé à plus de 1,200 mètres de distance du puits d'extraction. Le roulage à cette distance est rendu fort économique par la bonne construction du chemin de fer.

La distance de 1,200 mètres est divisée en trois parties, à chacune desquelles sont affectés des rouleurs spéciaux. Ces ouvriers, qui sont de jeunes garçons d'une quinzaine d'années, parcourent ainsi en poussant alternativement des chariots pleins et des chariots vides, la distance d'environ 400 mètres. Les rouleurs sont réunis *deux* pour pousser *deux* chariots ou 600 kil. environ de minerai. Ils gagnent de $0^f,75$ à $0^f,80$ par journée de travail, comprenant 8 heures d'activité.

Le roulage du quintal métrique de minerai du puits d'extraction à l'atelier de la préparation mécanique, est évalué à $0^f,01$.

ÉPUISEMENT. — Une machine à vapeur de la force de 26 chevaux est affectée à l'épuisement des eaux. Elle fonctionne régulièrement sans présenter rien de particulier. L'eau est élevée du fond par une pompe aspirante, de $0^m,45$ de diamètre, jusque dans la bâche d'une seconde pompe à plongeur, dont le diamètre est seulement de $0^m,405$. Les deux pistons sont mis en mouvement par la même maîtresse tige ; sa course est d'environ 2 mètres.

La quantité d'eau extraite ordinairement est de 3 mètres cubes par minute; en forçant la machine on a pu aller jusqu'à 5 mètres cubes dans la saison des pluies.

PARTIE OCCIDENTALE DE LA CONCESSION. — WILHELMINE. — Dans la partie occidentale de la concession et à Wilhelmine le double amas rouge est exploité par puits et galeries, par la méthode bien connue des galeries contiguës. A Wilhelmine l'amas supérieur est placé à 31 mètres au-dessous de la surface, vers le milieu de la concession. Il est déjà presque épuisé, tandis que l'abondance des eaux a empêché jusqu'à présent l'exploitation de l'amas inférieur. A Scharley les deux amas sont plus riches et plus puissants, et de plus placés à une profondeur moins grande. Leur exploitation n'est commencée que depuis un petit nombre d'années.

L'épuisement des eaux est fait à Wilhelmine par une machine de 45 chevaux, et à Scharley par deux machines, l'une de 26, l'autre de 39 chevaux.

L'exploitation de l'amas inférieur exigera très-probablement une autre machine de 50 à 60 chevaux; on a déjà commencé le puits d'épuisement de cette nouvelle machine.

PRÉPARATION MÉCANIQUE. — Nous n'avons pas à parler ici de la préparation mécanique, établie par M. de Carnall, et décrite en détail dans les *Annales*

des mines (4e série, t. IV, p. 377, et t. VI, p. 213), par M. Delesse. On n'a rien changé aux appareils ni au travail.

Pour achever ce qui est relatif à Scharley, il nous reste à donner quelques nombres sur l'extraction et le prix de revient des minerais. Nous ferons remarquer d'abord que, dans presque toutes les mines de la Silésie, les frais d'extraction sont rapportés au stückgalmei seul, et les frais de lavage au waschgalmei. Les graben et les schlämme sont supposés ne rien coûter, et leur vente procurer un bénéfice net.

PRIX DE REVIENT. — Dans l'exploitation par puits et galeries les frais de toute nature s'élèvent à 20 francs les 1,000 kil. de stückgalmei; dans ce prix la main d'œuvre entre pour les 7/16. Pour l'exploitation à ciel ouvert, les frais, rapportés toujours à 1,000 kilog. de stückgalmei, s'élèvent à 25 francs, dont moitié environ pour travaux préparatoires et enlèvement des terrains stériles superposés au minerai.

La plus grande partie de la calamine a été produite jusqu'à présent par l'exploitation à ciel ouvert; on a ordinairement pour 1 de stückgalmei :

1 1/2 de waschgalmei,
1/2 de graben et schlämme.

Ces deux dernières quantités résultant de 3 de minerai à laver.

Les teneurs de ces minerais sont ordinairement :

Stückgalmei..........	22 à 26	p. 100 de zinc.
Waschgalmei.........	16 à 19	—
Grabengalmei.........	12 à 14	—
Schlämme...........	5 à 9	—

La calamine blanche, obtenue en très-faible proportion, est ordinairement plus riche que la calamine rouge.

Les frais de préparation mécanique des minerais, rapportés à 1,000 kil. de waschgalmei, varient de 3 à 4 francs.

Les prix de vente en 1846 ont été :

Pour 1,000 kil. de stückgalmei..........	50f,00
— de waschgalmei.........	37f,50
— de grabengalmei.........	25f,00

Les schlämme ne se sont vendus que très-difficilement.

D'après cela, les bénéfices donnés par la vente des minerais ont été, en 1846,

Par 1,000 kil. de stückgalmei..........	25f,00
— de waschgalmei.........	33 à 34f,00
— de grabengalmei.........	25f,00

PRODUCTION. — La production en 1846 a été un peu plus forte qu'en 1845. Dans cette dernière année elle était de :

	Tonnes métriques.
Stückgalmei.........	9,776,45
Waschgalmei........	4,438,00
Grabengalmei........	3,705,60
Schlämme...........	8,476,50
Total........	26,396,55

En outre, on a obtenu une assez grande quantité de galène, pauvre en plomb, mais assez riche en argent. Ce minerai a rendu 25 à 26 p. 100 de plomb d'œuvre tenant 5 millièmes d'argent; il a été vendu à l'usine royale dite Friedrichs-Hütte; mais la vente n'a procuré que peu de bénéfice.

La production du minerai de plomb en 1845 a été :

	Tonnes métriques.
Stückbleierz.................	998,50
Schlich....................	40,00

Bénéfices. — Les bénéfices faits par les propriétaires de la concession Scharley, en 1845 et en 1846, se sont élevés à 500,000 francs environ par année; aussi les parts et les fractions de parts de cette mine sont-elles très-recherchées et vendues à un très-haut prix.

Les mines les plus importantes après Scharley sont : Marie, Thérèse, Apfel; elles sont groupées, avec quelques autres, moins bien partagées, à la limite méridionale de la grande masse dolomitique de Beuthen, et dans la vallée qui s'étend à l'Ouest de cette ville. Les amas exploités plongent au Nord sous la dolomie, ce qui tendrait à faire admettre une continuation sous la dolomie de l'amas de Scharley avec ceux de Marie et Thérèse. Cependant on connaît vers le milieu de la masse dolomitique des îlots du calcaire inférieur, et la calamine ne se montre pas à la séparation du sohlenstein et de la dolomie. La continuation des amas sous la dolomie est, par conséquent, au moins dans l'état actuel des exploitations, plus que problématique.

Thérèse, Ludwig, Apfel, Rococo. — Les concessions Rococo, Thérèse, Ludwig, Apfel exploitent deux amas de calamine; l'un blanc, assez remarquable, mais déjà presque entièrement enlevé; l'autre rouge, dont la meilleure partie se trouve dans la concession Thérèse. La profondeur moyenne des travaux d'exploitation de cette dernière mine est de 44 mètres.

L'amas blanc ne se trouve que vers l'Est et principalement dans la concession Rococo : il repose immédiatement sur le calcaire, dont la surface presque horizontale vers le Sud plonge vers le Nord, sous la dolomie, sous un angle de 10 à 15 degrés. La puissance de l'amas blanc varie de $0^m,20$ à 2 mètres; elle diminue rapidement au Nord, sous la dolomie.

Cet amas blanc, fort étendu, présente la calamine en couches très-minces alternant avec plusieurs veines argileuses de même couleur. Le stückgalmei

qui en provient rend de 25 à 29 p. 100 de zinc et se vendait en 1846 de 55 à 60 francs la tonne métrique.

Vers l'Est l'amas blanc est recouvert immédiatement par les argiles; vers l'Ouest, par l'amas rouge. Ce dernier est recouvert en partie par les argiles et sables modernes, en partie vers le Nord par la dolomie, sous laquelle il diminue de puissance, en même temps que son inclinaison vers le Nord augmente. La puissance de l'amas rouge varie de 2 à 8 mètres. Sa longueur de l'Est à l'Ouest, constatée par les travaux d'exploitation, dépasse 1,000 mètres. Sa largeur du Sud au Nord est très-variable : elle est presque nulle vers le milieu de l'amas; de part et d'autre de cet étranglement l'amas est connu sur plus de 100 mètres, du Sud au Nord, sans qu'on soit encore arrivé à son extrémité sous la dolomie. L'amas blanc a été exploité sur plus de 300 mètres de longueur de l'Est à l'Ouest et 100 mètres de largeur du Sud au Nord. La disposition des deux amas est indiquée dans les croquis *fig. B* et *C*, pl. XIV.

La calamine rouge se présente en deux fragments très-gros et irréguliers, séparés par de l'argile ferrugineuse; elle est assez pure à la partie inférieure de l'amas; au contraire, à la partie supérieure les minerais de plomb, galène et plomb carbonaté noir et terreux, se présentent presque partout. A la partie occidentale de la concession Thérèse l'amas rouge est recouvert par une couche assez épaisse de minerai de fer hydroxydé, argileux et zincifère, qui ne se prolonge pas sous la dolomie.

La profondeur moyenne des travaux actuels dans les concessions ci-dessus est de 43 à 44 mètres.

THÉRÈSE. — A Thérèse l'exploitation de l'amas rouge se fait par trois étages successifs d'environ 2 mètres de hauteur et en descendant. L'étage supérieur, presque entièrement exploité maintenant, n'a pas rencontré la calamine bien compacte, mais seulement des parties riches peu étendues, assez isolées les unes des autres. C'est ce dont on demeure convaincu en observant que l'extraction des minerais est faite par un grand nombre de petits puits, éloignés les uns des autres, et au moyen de simples treuils à double manivelle. Il n'y a pas un centre d'extraction, parce qu'on n'a pas rencontré une masse continue de minerai.

Les étages inférieurs, qui seront bientôt mis en exploitation, paraissent plus riches.

L'exploitation de l'étage supérieur a exigé beaucoup de bois, environ 2,500 arbres par an. Chaque arbre a $8^{m},30$ de longueur et les diamètres aux extrémités sont de $0^{m},23$ — $0^{m},13$. Une pareille pièce de bois (sapin) coûte $4^{f},37$.

Les eaux sont assez abondantes à cette profondeur de 43 à 44 mètres.

L'épuisement est fait par deux machines à vapeur de la force l'une de 6 chevaux, l'autre de 50 chevaux. Elles élèvent plus de 2 mètres cubes d'eau par minute.

Une grande partie du minerai extrait doit être soumise à la préparation mécanique. L'atelier de laverie ne comprend que deux caisses de débourbage et deux cribles à pompe foulante. L'eau qui sert au lavage provient du condenseur de la grande machine d'épuisement : elle est chaude, ce qui rend le débourbage plus facile.

On n'exploite pas plus de 50 tonnes métriques de calamine blanche par an ; aussi ne donnerons-nous que les productions, teneurs, prix de revient et prix de vente relatifs à la calamine rouge.

La production de la concession Thérèse a été, en 1845 :

Stückgalmei..........	9,000 tonnes métriques.
Waschgalmei.........	3,000
Graben et schlämme...	3,000
Production totale....	15,000

Les frais d'exploitation, rapportés à 1,000 kil. de Stückgalmei, ont été en 1845 de 27f,50. Les frais de lavage, rapportés seulement au waschgalmei, se sont élevés à 7f,50 par 1,000 kil. de cette sorte de minerai. Les proportions de stüc-, wasch-, grabengalmei et schlämme ont été à peu près les mêmes qu'à Scharley. Le tableau suivant résume les teneurs en zinc et prix de vente des différentes qualités de minerai, en 1845.

	Teneur p. 100.	Prix de vente pour 1,000 kil.
Stückgalmei....	18 à 24	50 francs.
Waschgalmei....	15 à 18	38
Grabengalmei...	13 à 14	5
Schlämme......	7 à 8	(ne se sont pas vendus).

Les bénéfices des propriétaires de Thérèse ont été de près de 300,000 francs en 1845 et presque aussi élevés en 1846.

La production de cette concession en minerai de plomb n'a pas été jusqu'ici très-importante : elle sera probablement presque nulle quand on n'exploitera plus que les deux étages inférieurs de l'amas, le minerai de plomb ne se trouvant guère qu'à la partie supérieure.

Apfel. — La concession Apfel, au Nord de la précédente, exploite le même amas rouge à une profondeur un peu plus considérable et avec de plus grandes difficultés pour l'épuisement des eaux. Bien que les travaux ne soient pas très-étendus, il faut déjà une machine à vapeur de 25 chevaux pour épuiser les eaux.

Nous donnerons seulement la production de la mine Apfel en 1845. Les différents minerais se vendent aux mêmes prix que ceux de Thérèse.

Production en 1845.

Stückgalmei..........	2,400	tonnes métriques.
Waschgalmei.........	2,400	
Graben et schlämme...	2,500	
Production totale...	7,300	

Cette production a donné un bénéfice d'environ 130,000 francs.

MARIA. — La concession Maria, placée à 1,000 mètres environ à l'Ouest de Thérèse et dans une position géologique tout à fait analogue, possède un amas blanc et un amas rouge. Les concessions voisines Élisabeth et Emiliens-Freude exploitent les mêmes amas.

L'amas blanc, puissant de $0^m,30$ à 2 mètres, se trouve dans la partie orientale et méridionale de la concession; il ne s'étend pas au Nord jusqu'à la dolomie. Il peut être considéré comme presque horizontal; ses plus grandes dimensions sont, en longueur, plus de 400 mètres; en largeur, près de 100 mètres.

L'amas rouge, dont la puissance varie de 6 à 8 mètres dans la partie reconnue jusqu'à présent, ne recouvre qu'en partie l'amas blanc et repose directement sur le calcaire vers l'Ouest et au Nord. Il plonge vers le Nord sous un angle très-faible jusqu'à la limite de la dolomie; il s'enfonce ensuite sous cette roche avec une inclinaison de 12 à 15 degrés. Vers l'Ouest, près de la limite de la concession, les travaux d'exploitation ont reconnu une faille du calcaire, presque verticale, dirigée du Nord au Sud et abaissant l'amas de 18 à 20 mètres.

L'amas rouge est connu en longueur, de l'Est à l'Ouest, sur plus de 800 mètres, et en largeur sur plus de 100 mètres. La dolomie ne le recouvre qu'en partie vers le Nord. La disposition des deux amas et de la dolomie est indiquée approximativement dans le croquis pl. XIV, *fig.* D.

La profondeur des travaux actuels est de 40 mètres en moyenne.

L'amas blanc est presque entièrement épuisé, il ne fournit plus que peu de calamine. Le minerai qu'il a produit était de bonne qualité.

L'amas de calamine rouge est, comme celui de Thérèse, fort irrégulier; au Nord il paraît pénétrer dans des cavités de la dolomie, et cette roche est fortement altérée au contact du minerai. A la partie supérieure, la calamine rouge renferme beaucoup de galène et de plomb carbonaté, de l'oxyde de fer et de l'argile. Vers l'Ouest, elle est surmontée par un petit amas d'oxyde de fer argileux et zincifère.

L'amas rouge est exploité à Maria en trois étages successifs de 2 mètres environ de hauteur, et en descendant pour le second et pour le troisième sous les remblais et éboulements de l'étage supérieur.

Le premier étage est déjà presque entièrement exploité et le second commencé. La calamine ne s'est montrée bien compacte que par places assez éloignées les unes des autres. C'est vers le centre de la concession que le minerai a été le plus riche et le plus pur. C'est aussi en ce point que la puissance de l'amas paraît être la plus grande. En parcourant, à l'étage supérieur, les longues galeries bien boisées qui mettent en communication avec les puits d'épuisement les différents centres d'exploitation, on est porté à les considérer comme des galeries de recherches poussées primitivement dans l'amas argileux et presque stérile, pour trouver les parties riches en calamine.

Le mode d'exploitation par galeries contiguës a déjà été décrit dans plusieurs mémoires, ce qui nous dispense de l'exposer en détail.

L'extraction est faite par de nombreux puits, au moyen de simples treuils.

Épuisement. — Les eaux sont abondantes au niveau actuel, 40 mètres environ au-dessous du sol[1]. Elles sont épuisées par deux puits différents, à l'aide de deux machines à vapeur fortes de 12 et 38 chevaux. Elles ne suffiraient pas pour l'exploitation des deux étages plus profonds; aussi a-t-on commencé une grande galerie d'écoulement au niveau de l'étage inférieur. Elle aura plus de 1,000 mètres de longueur. La machine à vapeur qui servira pour épuiser les eaux à son niveau est déjà placée sur un beau puits, près de l'amas. On pourra de cette manière pousser la galerie par ses deux extrémités; mais les eaux sont trop abondantes pour qu'on puisse penser à hâter son achèvement en travaillant par des puits intermédiaires. Ce travail commencé semble indiquer qu'on ne compte pas beaucoup sur l'adoption du projet d'épuisement général de M. de Carnall.

Les minerais de la mine Maria sont lavés dans trois petits ateliers, qui ne comprennent que des caisses de débourbage et des tamis à bras ou bien des tamis à pompes foulantes.

Production. — La production de Maria en 1845 a été :

	Tonnes.	Teneur moyenne.
Stückgalmei.......	6,500	22 à 25 p. 100.
Waschgalmei......	4,400	17 à 20
Grabengalmei.....	1,500	10 à 12
Schlämme.........	1,500	7 à 10
Production totale.	13,900	

La mine a produit en outre une quantité assez importante de minerais de plomb, vendus presque sans aucun bénéfice à l'usine royale de Friedrichs-Hütte.

Les prix de revient et de vente des différentes qualités de minerais, en 1845,

1. La grande galerie d'écoulement pour toutes les mines de calamine de la Silésie, proposée par M. de Carnall, passerait à peu près au niveau des travaux actuels.

sont donnés par le tableau suivant. Ces prix sont rapportés à 1,000 kil. de minerais.

	Prix de revient.	Prix de vente.
Stückgalmei...........	22f,50	55f,00
Waschgalmei..........	10 00	46 50
Grabengalmei..........	»	10 00
Schlämme (se sont peu vendus) environ..		5 00

Les bénéfices réalisés par les propriétaires ont dépassé la somme de 300,000 francs.

En 1846 la production n'a pas été notablement supérieure à celle de 1845 et les bénéfices ont été presque les mêmes.

Nous parlerons encore de quelques-unes des concessions de calamine, mais dans le seul but de donner quelques exemples du gisement des minerais de zinc dans la Haute-Silésie.

RUDOLPH. — La concession de Rudolph est placée à l'Ouest de Scharley et dans les mêmes conditions géologiques, c'est-à-dire à la limite de la dolomie. Les travaux d'exploitation ont été faits jusqu'à ces derniers temps dans un amas blanc peu puissant et donnant du minerai assez pauvre. Tout récemment la découverte de la partie supérieure d'un amas de calamine rouge a beaucoup augmenté la valeur de la concession.

L'amas blanc paraît s'étendre presque sans interruption vers le Nord-Ouest dans les concessions Minerva, Magdalena, Carl-Gustav. Cet amas blanc, très-étendu, est fort irrégulier en richesse et en puissance. Il remplit des cavités très-rapprochées de la surface du calcaire, et plonge dans son ensemble vers le Sud, sous un angle d'au moins 5 à 6°. La puissance de cet amas blanc est très-variable; elle atteint jusqu'à $4^m,50$; mais la richesse de la calamine paraît être presque partout en raison inverse de son épaisseur; la partie supérieure de l'amas est souvent composée presque exclusivement d'argile marneuse très-peu zincifère. La plus grande richesse en calamine paraît répondre à la puissance de 1 mètre à $1^m,50$. Le calcaire est déchiré par plusieurs failles, dont quelques-unes ont occasionné des rejets de 5 à 7 mètres. Les argiles qui recouvrent le minerai présentent également des surfaces polies, qu'on pourrait attribuer à des glissements. Le dépôt de l'amas de calamine est certainement postérieur aux bouleversements du calcaire, car les veinules de calamine suivent partout la surface irrégulière du sohlenstein.

AMAS ROUGE. — L'amas rouge a été rencontré par une seule galerie dirigée vers le Sud-Est, et sous la dolomie qui recouvre également l'amas blanc. La *fig.* E, pl. XIV, représente la coupe du terrain par l'axe de la galerie. L'amas rouge, en *b b*, plonge vers le Sud sous la dolomie. Un sondage est commencé à 100 mètres environ au Sud de la galerie; s'il rencontre la calamine rouge entre la dolomie et le calcaire, l'avenir de la mine Rudolph nous

paraît très-beau. Mais il faudra probablement pour exploiter l'amas une machine d'épuisement beaucoup plus forte que celle actuellement en activité (elle est de la force de 12 chevaux).

Vers le Nord de la concession, hors des limites de la dolomie, l'amas blanc assez puissant est recouvert par du minerai de fer argileux et zincifère, pl. XIV, *fig.* F.

La production annuelle de la mine ne dépasse pas maintenant 1,200 tonnes de minerai bon à traiter. Les propriétaires de la concession fondent de grandes espérances sur l'amas rouge rencontré en un point, et refusent de vendre leurs parts si ce n'est à un prix très-élevé, tout à fait exagéré, si on ne considère que la production actuelle.

Nous terminerons ce qui est relatif aux concessions de calamine dans la Haute-Silésie par quelques mots sur les mines Trockenberg, Bescheert-Glück, Anton, Heinrich, etc.

A la limite méridionale de la masse dolomitique de Tarnowitz, des amas rouges peu puissants, et bien moins étendus que ceux dont nous avons parlé précédemment, sont exploités dans les concessions Trockenberg, Bescheert-Glück. La puissance moyenne de ces amas ne dépasse pas 2 mètres. L'épaisseur maxima du minerai atteint rarement 3 mètres. La calamine qu'ils produisent est notablement moins riche et moins pure que celle de Scharley.

Ces amas rouges, étant situés en grande partie au-dessus du niveau des eaux, ont déjà été exploités depuis fort longtemps, ce qui diminue certainement beaucoup leur importance. Ils sont d'ailleurs placés dans des conditions géologiques analogues à celle des amas de Scharley, Maria, Thérèse, c'est-à-dire qu'ils sont en partie recouverts par la dolomie, et qu'ils reposent en partie sur le calcaire, en partie sur des amas blancs. Ces derniers ne présentent plus guère à exploiter que le wasch-lager.

Bescheert-Glück ne produit pas annuellement plus de 1,500 tonnes de minerais de toutes qualités, et ne paraît pas pouvoir assurer cette production pendant un petit nombre d'années.

Trockenberg a récemment acquis un peu plus d'importance par la découverte de parties encore vierges de son amas rouge, et paraît avoir un avenir plus assuré.

Parmi les concessions qui n'ont reconnu et ne peuvent espérer que des amas blancs, en raison de leur éloignement des grandes masses dolomitiques, les plus importantes sont : Vérona, Anton, Heinrich.

Ces mines sont situées au Nord-Ouest de Beuthen, dans la partie de la Silésie dans laquelle ont été faits les plus anciens travaux d'exploitation de la calamine. Ces concessions renferment encore de beaux massifs de calamine

vierge, mis récemment en exploitation, et des parties anciennement travaillées. Elles produisent annuellement de 3 à 4,000 tonnes de bon minerai.

Les concessions Léopold, Alexanderblick, etc., situées vers l'Ouest, dans le voisinage de Gurnicki, ont eu de très-beaux amas blancs. Malheureusement pour les propriétaires actuels, ces amas étaient au-dessus du niveau des eaux et les anciens les ont exploités, probablement à plusieurs reprises, dans toutes leurs parties riches. L'importance de ces concessions est donc assez petite.

Plusieurs concessions, au Nord de Beuthen, près de Radzionkau, sont dans le même cas; cependant la surface du calcaire paraît s'enfoncer sous le niveau des eaux en un grand nombre de points, et il serait possible que des sondages fissent reconnaître plus tard des amas encore vierges, qu'on pourrait mettre en exploitation à l'aide de machines à vapeur.

De nombreux et beaux amas calaminaires sont exploités dans la Pologne, un peu à l'Est de la Haute-Silésie, et dans les mêmes conditions géologiques. Nous regrettons beaucoup que les circonstances politiques nous aient empêchés de les visiter.

Avant d'indiquer les conditions dans lesquelles se trouvent placées les usines qui traitent les minerais de zinc, nous croyons convenable de donner un aperçu du gisement des minerais de plomb et de fer dans la Haute-Silésie.

FRIEDRICHS-HUTTE. — *Gisement et exploitation des minerais de plomb.* — Les minerais de plomb, galène et plomb carbonaté, se trouvent assez répandus dans les environs de Beuthen et de Tarnowitz, et toujours dans le voisinage presque immédiat de la dolomie. Les amas de calamine rouge de Scharley, Maria, Thérèse, etc., contiennent tous, à leurs parties supérieures, des couches plus ou moins épaisses et riches de galène et de plomb carbonaté argentifères. Ces mines ne peuvent fournir qu'une quantité peu considérable de minerais. La plus grande partie de la galène, traitée à l'usine de Friedrichs-Hütte, provient de la grande exploitation sous la dolomie au Sud de Tarnowitz. L'amas de galène est placé entre la dolomie et le muschelkalk. Il se présente presque comme une couche peu puissante inclinée vers l'Ouest de 2 à 6 degrés. La plus grande longueur connue de l'amas, du Nord au Sud, de Sowitz à Silberberg, a près de 8 kilomètres; sa largeur moyenne dépasse 2 kilomètres[1]. La puissance de l'amas atteint quelquefois 4 mètres; elle est ordinairement bien moindre. L'amas contient beaucoup d'argile souvent très-ferrugineuse, et l'épaisseur de la galène elle-même est très-petite; elle n'est le plus généralement que de quelques centimètres et son maximum connu jusqu'à présent est de $0^{m},40$. Le minerai se présente sous deux

1. La profondeur de l'amas au-dessous du sol varie de 40 à 45 mètres.

aspects différents; on les distingue sous les noms d'amas tendre, amas dur.

L'amas tendre renferme la galène en petites masses irrégulières, discontinues, séparées par de l'argile ferrugineuse. Les parties les plus riches des amas tendres ont été exploitées par les anciens. L'amas dur contient la galène en couches minces, continues, de la dolomie et des argiles marneuses compactes; les couches de galène offrent souvent des ramifications pénétrant dans la dolomie.

Le toit de l'amas de galène, tendre ou dur, est toujours la dolomie, que les mineurs désignent pour cette raison sous le nom de *dach-dolomit*. Le sohlenstein ou calcaire qui constitue le mur est altéré au contact du minerai et jusqu'à une certaine profondeur. Il est souvent dolomitique au contact du minerai. Sa couleur un peu brune lui a fait donner par les mineurs le nom de brauner-sohlenstein.

Dans plusieurs parties de l'amas, la galène est remplacée par des couches minces de graphite et d'argiles noires vitrioliques. Ces couches n'ont que peu de développement.

L'amas présente en un petit nombre de points du plomb carbonaté noir et terreux et du sulfate de plomb; mais ces minerais peu abondants peuvent être considérés comme des minéraux accidentels.

Historique. — L'exploitation de la galène a commencé auprès de Tarnowitz, en 1526. L'abondance des eaux fit faire presque immédiatement une galerie d'écoulement (1543) asséchant seulement une petite partie de l'amas. En 1568, une compagnie de négociants de Cracovie commença une seconde galerie d'écoulement, dont le percement fut abandonné par suite des difficultés du terrain. La guerre de Trente ans vint ensuite interrompre tous les travaux et enlever au pays le plus grand nombre de ses bons mineurs. De 1650 à 1755 l'exploitation fut poussée sans beaucoup d'activité et enfin abandonnée par suite de l'abondance des eaux.

Vers l'année 1780 on entreprit plusieurs puits de recherche dans le but de reprendre sur une grande échelle l'exploitation de l'amas abandonné. Dès le 16 juillet 1784, le puits Rudolph rencontrait la galène assez riche pour faire concevoir de hautes espérances; peu de temps après, le minerai de plomb était retrouvé en un grand nombre de points assez éloignés les uns des autres. Pour maîtriser les eaux fort abondantes, on fit d'abord venir d'Angleterre (1788) une machine à vapeur, du système atmosphérique, et dont le cylindre avait un diamètre de $0^{m},83$; quelques années plus tard on construisit à Gleiwitz plusieurs autres machines, qui bientôt furent insuffisantes.

Au commencement de 1790, la force totale des machines dépassait 200 che-

vaux ; elles élevaient par minute plus de 18 mètres cubes d'eau, d'une profondeur de 43 mètres; leurs frais annuels s'élevaient à 75,000 fr.

Ces machines ne suffisant pas, l'administration se résolut à faire au Nord de l'amas une galerie d'écoulement, longue de 3,500 mètres, et aboutissant dans la vallée voisine de l'usine à plomb Friedrichs-Hütte. Cette galerie fut appelée Gott-Helf-Stolle. Au point de rencontre de l'amas on plaça une machine à vapeur, dont le cylindre avait 60 pouces anglais de diamètre, destinée à élever les eaux du fond des travaux jusqu'à la galerie d'écoulement : la différence de niveau était d'environ 6 mètres. L'amas fut reconnu et mis en communication avec le puits par deux systèmes de galeries croisées; la plus éloignée vers le Sud était à plus de 5,000 mètres du puits à la machine. La somme des longueurs de toutes ces galeries, en comprenant la galerie d'écoulement, est supérieure à 18,000 mètres.

Ces immenses travaux préparatoires et les nombreux puits de recherche foncés en même temps, ont défini un vaste champ d'exploitation, dont la surface est de plus de 4 millions de mètres carrés. L'amas ne s'est trouvé exploitable que sous la dixième partie, tout au plus, de cette surface.

Le champ d'exploitation fut divisé en quatre zones parallèles et dirigées de l'Est à l'Ouest. A chaque zone étaient affectés : une voie de fond, pour réunir les eaux, et un puits muni d'une machine à vapeur, destinée à élever les eaux jusqu'au niveau de la galerie d'écoulement.

Ces travaux terminés, l'exploitation du minerai fut poussée avec activité; la production annuelle était d'environ 1,500 à 1,600 tonnes de minerais de différentes qualités. Nous en donnons le détail dans le tableau suivant :

	tonnes.
Stufferz (minerai pur en morceaux)	130
Wascherz (minerai lavé)	920
Grabenschlich (gros schlich en sable)	370
Heerdschlich (schlich fin)	124
Production annuelle	1,544

La galerie d'écoulement Gott-Helf-Stolle a pu suffire jusqu'en 1820, mais à cette époque il devint nécessaire de faire une nouvelle galerie à un niveau inférieur. Son orifice est dans une petite vallée, à l'Ouest de Tarnowitz (vallée de Drama), et dans la dolomie. Elle est dirigée presque de l'Ouest à l'Est; sa longueur est de plus de 5,000 mètres. Le niveau de cette galerie est plus bas de 11^{m},15 que celui de la Gott-Helf-Stolle [1].

Dans la détermination de son orifice et de sa direction les ingénieurs se sont

1. La description des travaux difficiles nécessités par cette galerie se trouve en détail dans les *Annales des mines de Silésie* (1846). Nous avons emprunté à ce recueil une partie des détails qui précèdent sur l'histoire de l'exploitation des minerais de plomb.

principalement attachés à éviter les sables et graviers et à choisir les points les plus favorables pour le foncement des puits intermédiaires destinés à activer le percement de la galerie.

Les travaux commencés en 1821 n'ont été terminés qu'en 1834, après de nombreux efforts pour maîtriser les eaux. La galerie a coûté $157^f,65$ par mètre courant, soit pour toute la galerie (dont la longueur est 5,415 mètres, en comprenant le fossé de 882 mètres qui la prolonge au jour) 853,675 fr.

Grâce à cette galerie, les machines d'épuisement sont maintenant inutiles. Celle de 60 pouces anglais sert à élever les eaux nécessaires à la préparation mécanique.

Nous dirons peu de mots de l'exploitation de la galène décrite déjà par plusieurs ingénieurs. Après avoir reconnu une partie exploitable de l'amas, on la traverse par une galerie servant au roulage, à l'aérage et à l'écoulement des eaux, et communiquant pour cela avec le puits d'extraction et avec la galerie d'écoulement. On lui donne ordinairement 2 mètres en hauteur et en largeur.

On attaque l'amas de part et d'autre de cette galerie, d'abord par deux tailles normales à sa direction et larges de 4 mètres, poussées jusqu'aux limites de la partie exploitable; on enlève ensuite le minerai en avançant parallèlement à la galerie par de grandes tailles disposées en gradins. On soumet le minerai dans la mine à un premier triage, qui fournit assez de déblais pour qu'on puisse remblayer complétement. Les gros fragments durs et stériles sont réservés pour faire des murailles en pierres sèches près des galeries de roulage.

Le toit dolomitique est très-solide; il n'exige aucun bois pendant l'abattage; il est ensuite très-bien soutenu par les remblais.

La puissance de la galène, c'est-à-dire la somme des épaisseurs des veines qu'elle forme dans l'amas, est très-variable, mais généralement très-faible. Elle a pour limite supérieure $0^m,40$, et ne dépasse pas ordinairement $0^m,20$. En comparant le poids et le volume de la galène obtenue à la surface exploitée de l'amas, on peut calculer l'épaisseur moyenne du minerai compacte supposé étendu uniformément sur cette surface. On est arrivé aux résultats consignés dans le tableau suivant pour les années 1842-43-44.

Années.	Surface exploitée.	Puissance moyenne.
1842	11,012 mètres carrés.	$0^m,0078$
1843	10,336 —	$0^m,0088$
1844	11,907 —	$0^m,0071$

En 1845 et en 1846 la puissance moyenne n'a certainement pas été plus grande.

Le minerai est amené des tailles au puits d'extraction dans des brouettes contenant environ 50 kil. Il est ensuite chargé dans des tonnes qui l'élèvent au jour. Le moteur de l'extraction est une petite turbine placée au fond du puits et de la force d'environ 2 chevaux. L'eau motrice provient d'une des anciennes galeries de fond, dite Heinrich-Sohle. La chute de l'eau est d'un peu plus de 8 mètres. Le mouvement rapide de rotation de la turbine est transmis par des engrenages à l'axe des deux tambours, sur lesquels s'enroulent les deux câbles en fil de fer, qui soulèvent les tonnes.

Chaque tonne élève au jour 300 kil. de galène en 5 minutes, d'une profondeur de 45 mètres. Le mouvement ascensionnel est donc fort lent. On n'élève par jour que 24 à 25 tonnes de minerai, et souvent moins.

Le puits d'extraction est voisin de la préparation mécanique, à laquelle se rendent une grande partie des minerais. Nous ne décrirons pas cet atelier, auquel on n'a presque rien changé depuis le mémoire publié dans les *Annales des mines* par M. Delesse. La seule modification un peu importante a été de remplacer les tamis à secousses par des tamis à pompes foulantes, dont le travail est un peu plus rapide.

La mine produit une certaine quantité de minerai assez pur pour être envoyé directement à l'usine; on lui donne le nom de stufferz. La préparation mécanique donne trois autres qualités de minerai : le minerai lavé, en morceaux (wascherz); le minerai lavé, en gros sable (grabenschlich); le minerai lavé, en sable très-fin (heerdschlich).

Le stufferz et le wascherz rendent ordinairement de 60 à 70 p. 100 de plomb; le grabenschlich 52 à 54, et le heerdschlich 44 à 46.

Nous donnerons maintenant quelques nombres relatifs à la production et au prix de revient du minerai en 1842-43-44.

En 1842 on a obtenu :

	tonnes.		fr.	
Stuff- et wascherz.	622	admises à l'usine au prix de....	25,45	les 100 k.
Grabenschlich.	160		15,22	—
Heerdschlich.	79		9,32	—
Total.......	861			

Le prix de revient moyen des 100 kil. a été de 22f,25, très-peu inférieur à la moyenne 22f,31, attribuée aux minerais à l'usine royale.

Le personnel employé en 1842 a été composé comme suit : 187 mineurs, 165 rouleurs, 68 laveurs, 18 ouvriers accessoires.

En 1843 et 1844 la production a été très-peu différente, le prix de revient est resté presque le même.

	(1843)	(1844)
Stuff- et wascherz........	633 tonnes.	503 tonnes
Grabenschlich...........	189 —	172 —
Heerdschlich............	60 —	61 —
Production totale........	882	736

Les prix de revient ont été de 19f,55 et 21f,27 par 100 kil. de minerais. Les valeurs moyennes attribuées aux minerais à l'usine ont été de 22f,33 et 21f,82 par 100 kil.

Le personnel était en 1843 de 172 mineurs, 168 rouleurs, 89 laveurs, 29 ouvriers accessoires.

Il était en 1844 de 194 mineurs, 159 rouleurs, 80 laveurs, 22 ouvriers accessoires.

Les nombres relatifs aux années 1845 et 1846 sont probablement très-peu différents de ceux qui précèdent.

L'usine royale de Friedrichs-Hütte fond, outre les minerais provenant de la mine royale, ceux produits par les mines de calamine. Ces derniers sont souvent plus pauvres en plomb, mais un peu plus riches en argent que ceux de la Friedrichs-Grube.

Toutes les mines de calamine des environs de Beuthen peuvent produire annuellement de 60 à 70 tonnes de minerai de plomb. Leur importance n'est par conséquent pas bien grande.

Amas de minerais de fer. — Nous croyons devoir dire encore quelques mots de la nature des minerais de fer et de leur mode de gisement, afin de compléter par là l'aperçu des richesses minérales de la Haute-Silésie.

NATURE DES MINERAIS. — Le minerai de fer le plus abondant est l'hydroxyde sous toutes ses variétés, excepté toutefois l'hématite brune qui est fort rare. L'hydroxyde compacte se trouve en fragments considérables, en blocs irréguliers et presque en grains; l'hydroxyde terreux se présente soit comme le ciment qui réunit les fragments de l'hydroxyde compacte, soit isolé, et dans ce cas toujours plus ou moins argileux. Un très-grand nombre d'amas de fer hydroxydé sont dans le voisinage presque immédiat de la dolomie et en relation avec elle.

L'oxyde rouge, très-rare dans la Haute-Silésie, se présente compacte ou terreux, en amas presque toujours éloignés de la dolomie.

Le fer carbonaté compacte et argileux se trouve dans quelques couches d'argiles schisteuses du terrain houiller. La variété désignée sous le nom de sphérosidérite se présente en Pologne dans des argiles que les géologues allemands rapportent au grès vert. Ces minerais ont besoin d'être grillés avant d'être fondus.

Les minerais de fer renferment quelques minéraux accidentels, de l'oxyde de manganèse, de la galène, du plomb phosphaté et du plomb carbonaté de la calamine. Quelques fragments de minerais renferment au centre un peu de pyrite de fer, et ce fait, ainsi que la structure radiée de l'oxyde de fer, prouve que l'oxyde provient, au moins en partie, de la décomposition de la pyrite de fer.

GISEMENT. — On peut distinguer plusieurs modes de gisement des minerais de fer hydroxydé. Presque toujours les amas sont recouverts par les sables et argiles modernes.

Le plus grand nombre des amas de minerais de fer et les plus puissants reposent immédiatement sur le muschelkalk, qui est pour eux, comme pour les amas calaminaires, le sohlenstein. Ces amas sont en général peu étendus et fort rapprochés les uns des autres; ils contiennent presque toujours le minerai hydroxydé en fragments ou en blocs irréguliers, cimentés par de l'argile ocreuse; rarement l'hydroxyde de fer forme des couches irrégulières et ondulées, quelquefois brisées et comme brouillées avec les argiles du toit. La puissance la plus ordinaire de ces amas est de 4 à 5 mètres; elle atteint parfois jusqu'à 12 mètres dans les amas voisins de Tarnowitz [1].

Les amas de minerais de fer reposant sur le calcaire sont fort nombreux dans le voisinage des grandes masses dolomitiques de Beuthen et de Tarnowitz. Ils constituent pour ainsi dire une ceinture à la dolomie.

Dans la dolomie elle-même on connaît plusieurs amas de minerais de fer; ils sont fort argileux et souvent dolomitiques. L'hydroxyde de fer est presque toujours assez impur; il contient un peu de calamine, mais principalement de la galène argentifère.

Dans les hauts-fourneaux le plomb, ramené à l'état métallique, se volatilise en partie, mais une assez forte proportion se fait jour à travers les joints des briques des creusets et se réunit sous les voûtes inférieures. Ce plomb des hauts-fourneaux est plus riche en argent que celui qui provient du traitement des minerais de plomb à l'usine de Friedrichs-Hütte : il contient plus de 0,003 d'argent.

Les amas de minerais de fer dans la dolomie sont presque toujours, comme les précédents, recouverts par les argiles et les sables modernes. Ils sont assez nombreux dans la grande masse de dolomie qui s'étend au sud de Tarnowitz.

On trouve encore un bon nombre d'amas de minerais de fer superposés aux amas de calamine blanche, et plus rarement aux amas de calamine rouge. Le minerai se présente le plus ordinairement en couches fort irrégulières ou en

1. Ces amas sont maintenant presque tous épuisés, au moins jusqu'au niveau des eaux.

blocs irréguliers séparés par des argiles ferrugineuses. La puissance de ces amas dépasse rarement 2 mètres, et le minerai est toujours très-zincifère et quelquefois un peu plombeux. Ces minerais donnent lieu, dans les hauts-fourneaux, à des cadmies abondantes.

Les minerais carbonatés sont peu abondants; ils se présentent presque toujours en couches ou veines assez minces, et plus rarement en rognons dans les argiles du terrain houiller; ils sont plus riches que les minerais hydroxydés, mais donnent du fer de mauvaise qualité; aussi ne les emploie-t-on que mélangés avec une très-forte proportion de minerais hydroxydés.

Nous ne parlerons pas des minerais carbonatés du grès vert, ni des amas de fer oxydé rouge, que nous n'avons pas eu l'occasion de visiter.

Le rendement moyen des minerais de fer est de 25 à 30 p. 100 pour les minerais hydroxydés, et de 35 à 38 p. 100 pour les minerais carbonatés. Ils donnent souvent de la fonte assez médiocre; on doit attribuer une bonne partie des mauvaises qualités de la fonte à la nature très-sulfureuse de la houille employée pour faire le coke. Les hauts-fourneaux au charbon de bois donnent d'assez bonnes fontes.

L'exploitation des minerais de fer a déjà épuisé un bon nombre des amas placés au-dessus du niveau des eaux; on a toujours reculé jusqu'à présent devant l'installation des machines d'épuisement, qui permettraient d'exploiter sous l'eau. Il est probable que, dans un certain nombre d'années, on ne négligera plus autant les amas situés sous les eaux.

L'exploitation des minerais de fer se fait par l'ancienne méthode des puits très-rapprochés, ou bien à ciel ouvert. Nous ne nous arrêterons pas à la décrire. Le prix de revient le plus ordinaire du minerai de fer amené à la surface du sol est de 2 francs par 1,000 kil. Les usines l'achètent environ 5 francs; elles ont à leur charge les frais de transport.

Les minerais de fer sont traités dans plus de soixante hauts-fourneaux établis sur le terrain houiller au sud de Beuthen, et à une distance de plusieurs kilomètres des mines livrant le minerai de fer. Ces fourneaux fondent annuellement de 115,000 à 120,000 tonnes métriques de minerais.

En admettant 3 francs comme le bénéfice moyen des propriétaires des mines, par tonne de minerai, on arrive au nombre 360,000 francs pour le bénéfice total de tous les propriétaires des mines de fer.

Exploitation de la houille. — Les mines de houille en activité sont presque toutes situées dans la partie du terrain houiller au Sud et à l'Est de Beuthen. Ce terrain se prolonge fort loin en Pologne. Les grès, les schistes et la houille présentent en général une grande régularité de direction, d'inclinaison et de puissance. L'inclinaison n'atteint que rarement 15 degrés; la direction générale est à peu près de l'Est à l'Ouest. La roche dominante du

terrain est le schiste gris, feuilleté, assez solide. Les grès sont gris et très-compactes. La houille se présente en couches nombreuses et de puissances très-différentes : les unes n'ont que $0^{m},75$ et sont considérées comme inexploitables ; les autres ont plusieurs mètres, et quelques-unes jusqu'à plus de 8 mètres.

NATURE DE LA HOUILLE. — La houille est généralement d'assez mauvaise qualité ; elle contient presque toujours une quantité assez considérable de pyrite de fer et d'argile. Les couches puissantes donnent du charbon demi-gras, très-flambant, laissant un mâchefer spongieux, avec lequel on forme au-dessus des grilles des fours à zinc une couche assez épaisse, qui préserve très-bien les barreaux et diminue beaucoup la proportion des escarbilles. Plusieurs couches donnent de la houille presque grasse, qui, carbonisée en longs tas prismatiques[1], produit du coke, toujours fort mauvais, employé dans les hauts-fourneaux. Quelques ingénieurs prussiens pensent que la houille des couches puissantes d'environ 2 mètres est en général la meilleure pour la fabrication du coke.

NOMBRE DES CONCESSIONS. — Le nombre des concessions de houille accordées aux particuliers dans la Haute-Silésie s'élève à 241. Le roi s'est réservé les deux plus importantes, tant pour la puissance des couches et la nature du charbon que pour leur étendue. Les deux mines royales sont : Kœnigs-Grube, Kœniginn-Louise-Grube.

Les nombreuses usines à zinc et à fer, les verreries, consomment une quantité considérable de houille ; une certaine proportion est aussi exportée par les canaux ; cependant un grand nombre de mines ne peuvent être exploitées par manque absolu de débouchés ; d'autres ne peuvent vendre leurs produits qu'à un petit nombre d'usines à zinc, et sont obligées à n'exploiter qu'une quantité de charbon insuffisante pour le bon aménagement des travaux. Sur les 241 concessions particulières, moins de 80 étaient en exploitation en 1845.

EXPLOITATION. — Le mode d'exploitation, commun à toutes les mines de houille de la Silésie, est trop connu pour que nous entreprenions de le décrire ici avec détail ; nous ne ferons que l'exposer brièvement.

En général on commence par enfoncer deux puits jusqu'à la couche que l'on veut exploiter ; on les réunit dans la couche par une galerie, qui doit être suivant la pente, lorsque celle-ci n'est pas trop forte. De part et d'autre de cette voie montante principale on attaque la houille par des tailles horizontales séparées par des piliers. Les tailles ont $4^{m},15$, excepté près de la

1. Quelques usines carbonisent la houille en tas coniques, de petites dimensions, avec une cheminée au centre. La carbonisation n'est jamais complète.

voie montante. Pour préserver cette galerie contre les mouvements du toit, on ne donne que 2 mètres de largeur aux tailles jusqu'à une distance d'au moins 10 mètres de la galerie. Les piliers ont toujours 6^m,20 de puissance.

La galerie horizontale inférieure sert au roulage et à l'écoulement des eaux ; à cet effet, elle est mise en communication avec l'un des deux puits, affecté à l'extraction, et avec la galerie d'écoulement ou le puits d'épuisement.

Quand les tailles ou galeries horizontales sont toutes parvenues aux limites de la concession ou du champ d'exploitation, on procède au dépilage en commençant par les piliers supérieurs et en revenant des extrémités du champ d'exploitation vers la voie montante. On place d'abord des étançons pour soutenir le toit dans la partie abattue du pilier et dans la galerie ou taille immédiatement inférieure, en les disposant par doubles rangées parallèles, et dirigées suivant la pente. A mesure que le dépilage avance, les étançons sont enlevés et reportés en arrière, de manière à ce qu'ils suivent le front de dépilage à 4 mètres environ de distance. Le toit s'affaisse peu de temps après l'enlèvement des bois et souvent en masse, ce qui exige des bois très-solides pour garantir les fronts de dépilage. Presque toujours les couches de houille sont divisées en veines par des lits d'argiles schisteuses. Quand la veine supérieure est plus solide que le toit, on la laisse ordinairement dans les tailles et dans le dépilage : comme elle tombe en général avant l'éboulement du toit, les mineurs peuvent enlever une partie de la houille qui en provient.

Dans les couches puissantes de 7 à 8 mètres les frais d'abattage sont moindres que dans les couches de moyenne épaisseur ; mais les frais de boisage sont bien plus considérables, en sorte que le prix de revient de la houille est à très-peu près le même pour toutes les exploitations bien dirigées, bien que la puissance des couches soit très-différente.

La surface du terrain houiller est généralement peu accidentée ; aussi faut-il des galeries d'écoulement très-longues pour assécher une petite hauteur de terrain. A Kœnigs-Grube les ingénieurs se sont décidés à entreprendre une galerie d'écoulement de 16 kilomètres (de Zabrze à Kœnigs-Grube) pour assécher d'une vingtaine de mètres les belles couches exploitées dans cette mine. Cette longue galerie n'est pas encore terminée.

Un très-petit nombre d'exploitations emploient des machines à vapeur pour l'épuisement des eaux.

L'extraction de la houille se fait en général par des treuils, et, pour un très-petit nombre de puits, par des machines à vapeur.

Les mineurs se réunissent généralement plusieurs ensemble pour prendre les travaux à l'entreprise. On leur donne un prix déterminé par tonne de

grosse houille amenée au jour. Ils doivent en outre élever à la surface tous les menus, qui s'enflamment avec une grande facilité quand ils sont employés comme remblais, ou laissés sous les éboulements du toit. A la Fanny-Grube, le feu s'est déclaré et dure depuis plus de vingt-cinq ans dans des vieux travaux remblayés avec des menus, qui avaient d'abord été amenés au jour, et ensuite employés comme remblais. On a muré avec grand soin toutes les galeries qui auraient pu amener l'air dans la partie embrasée; mais les crevasses nombreuses, produites par les éboulements du toit, laissent pénétrer assez d'air pour entretenir l'incendie avec une assez grande énergie. On fait arriver dans ces crevasses l'eau élevée par les machines d'épuisement de cette concession et des concessions voisines; cependant la combustion est assez active pour qu'on puisse, à la surface, faire cuire les aliments et même enflammer du papier dans certaines crevasses. Une grande partie de l couche principale, puissante de plus de 8 mètres, est rendue inexploitable par cet accident.

Plusieurs autres couches sont également en feu dans différentes exploitations; mais dans aucune autre le désastre n'est aussi grand qu'à la Fanny-Grube.

Prix de revient. — Le prix de revient de la grosse houille (stückkohlen) varie de 2f,50 à 3f,70 par tonne de 1,000 kil. Le menu est supposé ne rien coûter : il ne peut être vendu en général qu'autant que le prix des charbons est un peu élevé, ou pour certaines mines favorablement placées par rapport aux usines.

Les prix de vente sont fixés par l'administration des mines de Tarnowitz pour chaque exploitation et même pour chaque couche. Le gouvernement prélève, *en argent*, une redevance égale à la valeur du dixième de la quantité extraite, et d'après les prix fixés par la taxe administrative. Les prix de vente les plus ordinaires sont, pour 1,000 kilog. :

Grosse houille :	de 5f,60 à 6f,40
Menue houille :	de 1 90 à 2 50

Le rapport des quantités de gros et de menu est variable de 1/2 : 1 jusqu'à 7 : 2. Il est plus fort dans les couches puissantes.

Production. — Les deux mines royales Kœnigs-Grube et Kœniginn-Louise-Grube ont produit en 1844 :

	tonnes métriques.
Grosse houille...........	50,242,00
Menue houille...........	26,710,40
Total.........	76,952,40

Ces charbons ont été, pour la plus grande partie, employés dans les usines royales.

Les exploitations particulières ont produit, en 1844 :

	tonnes métriques.
Grosse houille..........	411,416,80
Houille pour forges.....	4,795,90
Menue houille..........	174,501,60
Total.........	590,714,30

La production n'a pas beaucoup varié en 1845 et en 1846.

Les charbons extraits dans la Haute-Silésie représentent une valeur de plus de 3 millions de francs, et leur exploitation occupe plus de 4,000 ouvriers.

Usines a zinc. — *Traitement des minerais de zinc.* — Nous croyons utile de faire suivre les renseignements précédents, relatifs à la richesse minérale de la Haute-Silésie, de quelques considérations générales sur la situation des usines à zinc. Nous n'avons pas l'intention de décrire en détail le procédé métallurgique de traitement des minerais de zinc. Ce procédé est bien connu, et sa description se trouve avec beaucoup d'exactitude dans plusieurs mémoires publiés. Toutes les usines le suivent sans autres modifications que les différences de soins apportés dans la construction des bâtiments et des canaux d'aérage, et dans la conduite des fours.

Le nombre des usines à zinc, actuellement construites dans la Haute-Silésie, dépasse certainement cent; elles sont toutes sur le terrain houiller, et doivent par conséquent transporter les minerais et les terres réfractaires. Elles ont presque toutes la houille au même prix et sans frais de transport; les différences assez grandes qu'elles présentent dans leurs conditions économiques proviennent principalement :

De leur construction plus ou moins ancienne; de la richesse de leurs propriétaires, et de l'habileté de leurs directeurs; des contrats passés avec les différentes mines de calamine pour la quantité, la nature et la richesse du minerai livré annuellement; et, dans des limites assez restreintes, de l'éloignement des mines qui augmente les frais de transport des minerais.

Les premiers fours employés en Silésie pour la réduction de la calamine étaient des fours de verrerie contenant seulement quatre moufles. Le nombre des moufles a été progressivement augmenté jusqu'à vingt [1]; et les fours sont maintenant toujours réunis deux à deux. Les usines les plus ancienne-

1. Les usines de Pologne, qui suivent le même procédé, ont maintenant 24 moufles dans un four.

ment construites ont dû modifier successivement leurs fours et leurs bâtiments, les canaux inférieurs amenant l'air aux grilles ne peuvent pas être aussi bien adaptés aux fours nouveaux que les bâtiments récemment construits. Cependant les usines les plus incommodes ne sont pas seulement les plus anciennes, mais bien aussi plusieurs de celles construites vers 1823 et 1824. A cette époque, les spéculateurs achetaient des mines de calamine et construisaient des usines avec une fureur tellement aveugle, que bon nombre de mines, chèrement payées, se sont trouvées ne contenir que de la dolomie, et que plusieurs usines se sont écroulées avant que les fours eussent été mis en feu.

L'usine royale à Kœnigs-Hütte, et plusieurs usines appartenant à de riches particuliers, sont parfaitement bien disposées et très-simples. L'usine royale est peut-être celle qui se trouve dans les conditions les plus favorables relativement aux minerais. Elle est, en effet, la plus voisine des mines et ne traite que la meilleure calamine provenant de la redevance du dixième de l'extraction perçue en nature. Le rendement des minerais est de 20 à 22 p. 100, tandis que, dans la plupart des usines, la calamine ne rend que 16 à 17 p. 100 de zinc, et que, dans un bon nombre d'usines, on n'obtient pas au delà de 12 p. 100. Ces dernières ne peuvent faire des bénéfices qu'autant que le prix du zinc est plus élevé qu'en 1846.

Les terres réfractaires pour les moufles et les voûtes des fours viennent de Murau, en Pologne; elles sont de très-bonne qualité et ne coûtent pas plus de 14 à 15 francs la tonne métrique rendue aux usines[1]. Les terres réfractaires de seconde qualité se trouvent en Silésie, ainsi que les argiles non réfractaires employées pour la fabrication des bottes et des pots. Ces terres ne coûtent pas plus de 2 à 5 francs rendues aux usines.

La houille et la main-d'œuvre sont à très-bon marché, en sorte que, pour les matières premières et les conditions principales de la fabrication, les usines de la Silésie sont pour le moins aussi favorisées que la plupart des usines à zinc de la Belgique. Le minerai seul est plus pauvre.

Transports. — Les transports des minerais et des terres se font dans des charrettes de paysans polonais, contenant environ 1,000 kilog. Ils coûtent environ $0^{f},50$ par tonne et par kilomètre. Les transports ne peuvent être faits que pendant l'été et l'hiver. Les chemins sont impraticables au printemps et à l'automne.

Le zinc, fabriqué en Silésie, est dirigé par le chemin de fer ou par les

1. La terre réfractaire de Murau peut être comparée, pour la qualité, à celle de Tahier, près d'Andennes en Belgique. Cette dernière est vendue également de 14 à 15 fr., rendue à Huy.

canaux sur Breslau, et de là sur Hambourg ou Stettin. Une grande partie du zinc de Silésie est exportée en Angleterre. Jusqu'à ces dernières années, la société de la Vieille-Montagne a fait laminer, dans ses usines de France, une certaine quantité du meilleur zinc de Silésie. Cette société veut maintenant étendre considérablement sa fabrication au moyen de ses propres minerais, et renoncer à acheter le zinc de Silésie. Le prix des transports des usines silésiennes en France peut être détaillé ainsi qu'il suit :

Des usines à Breslau,	par 1,000 kilog...		15f,00 à 17f,50
De Breslau à Hambourg et Stettin,	—	..	17 50 à 20 00
De Hambourg à Rouen,	—	..	20 00 à 25 00
Des usines à Rouen,	—	..	52f,50 à 62f,50

Le zinc de Silésie n'est généralement pas de très-bonne qualité ; il renferme un peu de plomb en quantité d'autant plus grande que les usines emploient une plus forte proportion de calamine rouge ; la calamine blanche ne contient presque pas de plomb, mais elle n'est plus maintenant assez abondante pour être employée seule à la fabrication du zinc. La plus grande partie du zinc renferme en outre du fer : ce métal provient des chaudières de fonte, dans lesquelles le zinc condensé sous les pots est refondu pour être coulé en lingots. Il serait très-facile d'obtenir du zinc non ferreux en substituant des chaudières en terre réfractaire aux chaudières en fonte : l'usage de ces dernières est cependant général, bien qu'il soit reconnu dans toutes les usines que les chaudières en argile réfractaire coûtent moins cher et durent plus longtemps que les chaudières en fonte.

Prix de revient. — Le prix de revient du zinc en lingots dépend beaucoup de la richesse des minerais. A l'usine royale, le prix de revient de 1,000 kilog. de zinc ne dépasse pas 225 francs, tandis qu'il s'élève à 375 francs et même jusqu'à 450 francs dans les usines traitant les minerais pauvres, et de plus mal dirigées.

Nous donnerons le détail des frais spéciaux de la fabrication du zinc dans les conditions économiques moyennes, c'est-à-dire, le minerai rendant 16 à 17 p. 100, acheté au prix de 37f,50 la tonne ; la houille à 5f,26 ; la terre réfractaire au prix indiqué plus haut[1].

Pour 1,000 kilog. de zinc en lingots :

1. La consommation des terres réfractaires n'est pas très-forte, car en général les voûtes des fours en argile battue durent deux ans, et les moufles résistent six mois. Un four de 20 moufles n'exige ordinairement que 40 moufles par an. Une moufle coûte de 6 francs à 6f,50.

6 tonnes de minerai, à 37f,50....	225f,00
Moufles, bottes, pots...........	7 50
Matériaux pour réparations......	2 50
Houille : 7f,50 à 5f,26..........	39 45
Main-d'œuvre....................	15 00
Administration, surveillance.....	10 00
Total.........	299f,45

Soit environ 30 francs par quintal métrique.

Le prix de revient moyen du zinc rendu à Breslau est, d'après cela, 31f,50 à 32 francs le quintal.

Le prix de vente, en 1846, sur le marché de Breslau, était de 37 à 38 francs.

Production. — On évalue la production moyenne d'un four à 45,000 kilog. par an. Comme la production totale des usines de la Haute-Silésie est de 20,000,000 de kilogr., le nombre des fours à zinc ne serait pas inférieur à 450.

Il n'est pas probable que la production de la Silésie puisse être beaucoup augmentée d'ici à quelques années, car l'exploitation des mines ne pourra se développer qu'à l'aide de machines d'épuisement ou de galeries d'écoulement, tandis qu'en Belgique les différentes sociétés formées récemment pour l'exploitation et le traitement des minerais de zinc font les plus grands efforts pour produire des quantités considérables de métal. La société de la Vieille-Montagne veut porter, en 1848, sa production à 12,000 tonnes.

Les autres sociétés, tant de la Belgique que de la Prusse rhénane, produiront probablement 8,000 tonnes, en sorte que, dans un avenir très-rapproché, la Silésie n'entrera plus que pour moitié environ dans la production de zinc sur le continent[1].

Cadmium. — La calamine de Silésie renferme une petite quantité de cadmium qu'on extrait, dans quelques usines, des oxydes de zinc formés dans la réduction de la calamine. Le procédé d'extraction du cadmium de ces oxydes ayant déjà été décrit dans les *Annales des Mines* (4e série, t. II p. 31), nous n'avons pas à le développer ici. La production de cadmium ne s'élève certainement pas à 500 kil. par an pour toutes les usines de la Silésie. On nous a assuré qu'à Breslau, le cadmium se vend de 6,000 à 7,000 francs les 100 kil.

Traitement des minerais de plomb. — Les minerais de plomb de toute la Silésie sont traités à l'usine royale dite Friedrichs-Hütte, située à 6 kilomètres environ au Nord de Tarnowitz. Pour se rendre compte de la posi-

1. Nous n'avons pas pu nous procurer de chiffres exacts sur la production des usines de Pologne. Cette production est certainement très-importante.

tion de cette usine éloignée du terrain houiller et des exploitations qui fournissent maintenant le minerai, il faut remarquer qu'à l'époque de sa construction on exploitait les minerais de plomb à une très-petite distance, et qu'en outre, dans la vallée où elle est placée, on peut disposer d'une force motrice assez grande, ce qui ne se trouverait pas au Sud de Tarnowitz, ni sur le terrain houiller.

Minerais. — Ainsi que nous l'avons dit précédemment, les minerais sont divisés en trois classes :

Le stufferz et le wascherz, ou minerai en morceaux; le grabenschlich ou minerai en gros sable provenant du lavage; le heerdschlich ou sable fin donné par les tables de la préparation mécanique.

Ces trois classes rendent ordinairement à l'essai 65 p. 100, 46 p. 100, 30 p. 100 de plomb. La richesse en argent varie d'une mine à l'autre ; les minerais les plus pauvres en argent proviennent de la mine royale Friedrichs-Grube. Le plomb d'œuvre contient ordinairement 1,3 millième d'argent : le plomb provenant des hauts fourneaux en contient plus du double. On traite encore à l'usine une certaine quantité des anciennes scories, contenant 5 à 6 p. 100 de plomb.

Combustibles. — Pour le grillage des mattes on consomme une petite quantité de bois, et de la houille menue. Dans les fours de réduction on emploie la houille de la mine royale Kœnigs-Grube : elle est dure, peu collante, très-pyriteuse, elle brûle sans boursouflement et en laissant 12 p. 100 de cendres. Elle coûte rendue à l'usine, 6 francs la tonne de gros, et seulement 3 francs pour le menu.

Autrefois on employait le coke fabriqué à l'usine; mais on a trouvé une grande économie à lui substituer la houille elle-même, qui se comporte pour le moins aussi bien dans les fours de réduction. Pour la coupellation, on se sert également de houille.

Pour la réduction de la galène, on emploie la fonte en fragments ou en grenailles. La fonte est achetée en plaques minces, qui sont cassées à l'usine en menus fragments, ou bien en grenailles provenant du bocardage et du lavage des laitiers des hauts fourneaux. Ces deux sortes de fontes coûtent à peu près le même prix, 12 francs les 100 kil.

L'usine comprend :

Trois fourneaux à cuve pour la réduction; un fourneau de coupelle à voûte mobile; un fourneau à manche pour la réduction des litharges; une soufflerie qui fournit le vent à tous ces fourneaux et dont le moteur est une belle roue hydraulique; un fourneau de raffinage de l'argent, un laboratoire, des magasins; les bureaux occupent des bâtiments séparés; les aires de gril-

lage des mattes et les ateliers de fabrication des briques réfractaires et ordinaires sont placés derrière l'usine.

FOURNEAUX DE RÉDUCTION. — Les fourneaux qui servent à la réduction des minerais de plomb sont des demi-hauts fourneaux ; leur section est rectangulaire vers le bas, et circulaire vers le haut, à partir de 2 mètres environ en contrebas du gueulard. On fait circuler les vapeurs et gaz sortant de ces fourneaux dans des chambres destinées à recueillir les fumées plombeuses. Chaque fourneau n'a qu'une tuyère. La distance verticale du gueulard à la tuyère est de $5^m,15$.

Les dimensions horizontales sont les suivantes:

De la varme à la poitrine..................	$1^m,00$
Entre les costières........................	$1^m,572$
Diamètre de la partie supérieure...........	$1^m,00$

Toute la partie intérieure est construite en briques ordinaires ; son épaisseur est de $0^m,31$ vers la tuyère, et de $0^m,55$ vers le gueulard. La partie inférieure dure seulement quelques jours ; la partie supérieure est reconstruite deux fois par an.

La sole du creuset est en brasque et inclinée de la tuyère au bassin extérieur. La plus grande profondeur du creuset au-dessous de la tuyère est de $0^m,60$.

Les scories et le plomb sont reçus d'abord dans un bassin ou avant-creuset, duquel on fait passer le plomb par un canal inférieur dans le bassin de coulée. Les deux bassins sont en brasque.

Les charges sont préparées sur un plancher au niveau des gueulards : les matières sont montées sur deux rampes inclinées.

FOURNEAU DE COUPELLE. — Le fourneau de coupelle est circulaire et à voûte mobile. La partie du fourneau qui reçoit la coupelle est un cylindre en briques réfractaires de $3^m,45$ de diamètre ; sa hauteur est de $0^m,94$. La voûte mobile est en briques et vient s'adapter exactement sur les bords supérieurs du cylindre : elle a $0^m,47$ de flèche ; on la manœuvre au moyen de fortes chaînes et d'une grue. La coupelle est battue dans l'intérieur du cylindre quand la voûte a été enlevée : elle est composée de 4 parties de marne et 1 partie d'argile de Ruda. Ces matières finement pulvérisées sont d'abord bien mélangées à sec, puis mouillées et marchées longtemps. La pâte consistante et homogène obtenue de cette manière est battue par couches successives, comme cela se fait dans toutes les usines. L'épaisseur de la coupelle au milieu est de $0^m,16$. Le vent est lancé vers le milieu du fourneau par une tuyère latérale. Les autres dispositions des fourneaux ne présentent rien de particulier. Les coupellations ne se font guère que tous les deux mois.

FOURNEAU DE RAFFINAGE. — Le fourneau de raffinage de l'argent est un

petit réverbère dont la sole ou coupelle est mobile; elle est disposée dans un châssis en fer, fixé par une vis verticale à un petit chariot, qui peut rouler sur des rails horizontaux. Cette disposition permet d'amener la coupelle en dehors du fourneau pour le chargement, et de l'introduire ensuite dans le fourneau pour l'opération. La coupelle est en os calcinés, broyés et fortement comprimés. Elle est elliptique; ses axes ont $0^m,57$ et $0^m,54$; sa profondeur maxima est de $0_m,08$. Le fourneau présente les dispositions ordinaires des fours à reverbères; l'air nécessaire au raffinage de l'argent est introduit par une porte latérale.

Fourneau a manche. — Le fourneau qui sert à la revivification des litharges est un simple fourneau à manche, dont la disposition ne diffère pas de celle des fourneaux ordinairement employés dans les usines traitant les minerais de plomb argentifères. Son intérieur est en briques ordinaires; le creuset est en brasque.

Après cet exposé rapide des appareils de l'usine Friedrichs-Hütte, nous décrirons brièvement le travail.

Les différentes qualités de minerais ne sont pas traitées toutes en même temps; ainsi, pendant quatre mois, on fond les minerais en morceaux (stufferz); puis, pendant deux mois, les matières plombeuses provenant de ce traitement, telles que les scories riches restées au-dessus du plomb, les fumées plombeuses, les mattes grillées, les débris de fourneaux (A). Ensuite on traite pendant deux mois le minerai en schlich, et pendant un mois les matières plombeuses qui en proviennent; et de nouveau, pendant deux mois, le schich; pendant un mois, les résidus.

La durée des campagnes dépend des matières fondues:

Pour le stufferz, les campagnes sont		de 6 à 8 jours ;
Pour le schlich,	—	d'environ 15 jours ;
Pour les résidus,	—	de 3 à 5 semaines.

Les minerais sont fondus directement dans les demi-hauts-fourneaux avec des scories de forge, des scories riches de l'opération et de la fonte. Pour les fontes des matières plombeuses (A) on associe les mattes grillées, qui contiennent beaucoup d'oxyde de fer, avec les débris de fourneaux, les fonds de coupelles, les scories.

Composition des charges. — La composition des charges n'est pas la même pour le stufferz que pour le schlich. Les proportions les plus ordinaires sont les suivantes :

Stufferz..........................	100
Fonte en morceaux.................	12
Scories de forge..................	14

Scories riches de l'opération en quantité un peu variable avec l'allure des fourneaux.

On fait en 24 heures 36 charges, contenant 6,600 kil. de stufferz, rendant 65 p. 100. On consomme 6,555 kil. de houille. On lance par minute 14 mètres cubes d'air, à la pression de 2 centimètres de mercure. On obtient :

1,300 kil. de plomb,
1,650 kil. de matte,
2,000 kil. de scories riches.

Pour le schlich les matières sont dans les proportions :

Graben et Heerdschlich............	100
Scories de forge....................	24
Scories anciennes..................	100
Fonte en grenailles..................	7

Scories de l'opération en proportion un peu variable avec l'allure des fourneaux.

On passe, en 24 heures, 36 à 40 charges contenant de 5,500 à 6,000 kil. de schlich. On brûle un peu plus de 6,000 kil. de houille. On lance la même quantité d'air que pour le stufferz. On obtient :

1,800 kil. de plomb,
1,375 kil. de matte,
3,000 kil. de scories riches.

Dans les fontes de résidus et matières plombeuses diverses la composition des charges varie beaucoup avec la nature et la proportion des différentes matières. Le lit de fusion est généralement très-pauvre en plomb ; la consommation de houille en 24 heures est toujours d'environ 6,000 kil.

PERSONNEL. — Les postes sont de 8 heures ; la conduite d'un fourneau de réduction exige un fondeur et deux aides. Les ouvriers sont associés ensemble et reçoivent par quintal de plomb obtenu :

0f,34 dans le traitement du stufferz ;
0f,81 dans celui du schlich.

Dans la fonte des matières plombeuses les ouvriers sont payés à la journée :

Le fondeur reçoit...........	1f,50
Les aides....................	1f,12

pour un poste de 8 heures.

Nous n'avons pas à exposer ici le travail des ouvriers. Les coulées se font toutes les quatre heures ou toutes les six heures suivant qu'on traite le stufferz ou le schlich ; deux fois seulement en 24 heures quand on fond les résidus.

GRILLAGE DES MATTES. — Les mattes sont grillées en grands tas rectangulaires et fort allongés, contenant 55,000 kil. Le grillage d'un tas dure 6 semaines. Cette quantité de mattes exige 12 mètres cubes de bois et 38,000 kil. de houille menue.

COUPELLATION. — Le plomb d'œuvre obtenu à l'usine est peu riche en argent; il est coupellé en deux opérations, dont la première a pour but d'obtenir un plomb très-pur et fort riche en argent: on traite en outre à Friedrichs-Hütte du plomb d'œuvre plus riche provenant des hauts-fourneaux du pays qui traitent des minerais de fer zincifères; ce plomb est coupellé en une seule opération.

COUPELLATION PAUVRE. — Le fourneau de coupelle étant préparé et bien desséché, on range près du pont 8,000 kil. de plomb d'œuvre, on met la voûte en place, on ferme toutes les ouvertures latérales, et on chauffe doucement; quand tout le plomb est fondu, on élève la température, on enlève les abstrichs qui se forment, et on ne commence à donner le vent que quand les abstrichs deviennent peu abondants. Les litharges qui se forment pendant les premières 24 heures du vent sont très-impures et sont fondues avec les matières plombeuses diverses (A); les litharges qui se produisent plus tard sont assez pures et vendues ou revivifiées. On arrête l'opération quand la quantité de plomb se trouve réduite à 540 ou 550 kil.

COUPELLATION RICHE. — La seconde opération, ou coupellation définitive, est faite sur 8,000 kil. de plomb enrichi. Elle marche très-rapidement et donne des litharges très-pures. Le produit est l'argent brut (blicksilber); il est soumis à un raffinage, qui consiste en une fusion lente dans une coupelle assez poreuse pour absorber la litharge qui se forme au contact de l'air.

La coupellation du plomb des hauts-fourneaux est faite également sur 8,000 kil. Comme le plomb est très-pur, elle peut être conduite rapidement dès le principe ; elle donne des litharges marchandes et de l'argent brut soumis au raffinage.

PERSONNEL. — Le fourneau de coupelle exige deux ouvriers: un chauffeur et un homme chargé de l'enlèvement des litharges. Ils reçoivent $3^f,12$ et $3^f,75$ par poste de 12 heures. Le raffinage de l'argent est dirigé par un contremaître.

Pour 55 quintaux métriques de plomb d'œuvre de l'usine on obtient: $2^k,89$ d'argent fin, 34 quintaux de litharges marchandes et 14 quintaux de litharges à revivifier. La consommation de houille est évaluée à $22^k,65$ par quintal de plomb.

La revivification des litharges impures n'offre aucune particularité. On fond en 24 heures plus de 19,000 kil. de litharges, en brûlant 2,000 kil. de houille. On obtient 89 p. 100 de plomb.

Nous donnerons la production, les dépenses et bénéfices de l'usine pour l'année 1844.

On a fondu, en 1844 :

	tonnes métriques
Stufferz	497,75
Grabenschlich	242,55
Heerdschlich	79,20
Résidus divers	323,40
Anciennes scories	494,50
Total	1,637,40

On a obtenu 507t,375 de plomb d'œuvre; on a acheté aux usines à fer 4t,455 de plomb ; il restait de l'année précédente 16t,445 de plomb. On a coupellé en 1844 tous ces plombs, c'est-à-dire 528t,275.

On en a obtenu :

	kil.
Argent fin	294,22 valant 106f,42 le kil.
Argent brut (à raffiner)	18,10 (on ne lui donne pas de valeur).
Plomb pauvre	116,847 kil. valant 0f,486 le kil.
Litharges marchandes	392,370 kil. valant 0f,545 le kil.
Litharges sauvages	5,445 kil. (on ne leur donne pas de valeur).

	fr.
Les dépenses totales ont été de	250,314,875
Les recettes de	323,763,375
Par suite les bénéfices ont été de	73,448,500

MÉMOIRE

SUR

LA HOUILLÈRE, LES MINES ET L'USINE A ZINC DE STOLBERG

(PRUSSE RHÉNANE)

1846.

Stolberg. — Stolberg est situé dans la Prusse rhénane, à dix kilomètres d'Aix-la-Chapelle, sur les bords de la Vicht, qui coule du S.-S.-O. au N.-N.-E. dans une vallée assez étroite du terrain houiller. A peu près au milieu de la ville, et sur une montagne qui la domine, se trouve l'usine à zinc de la société de Sassenay et Ce. Sur trois collines voisines sont bâties trois églises affectées à des cultes différents. Non loin de l'usine s'élève, sur un escarpement calcaire, le château de Stolberg, qui fut, d'après la tradition, un rendez-vous de chasse de Charlemagne.

Stolberg doit son importance à des protestants expulsés de France par le fanatisme religieux. Ils vinrent d'abord à Aix-la-Chapelle, mais ils ne purent y résider longtemps. Chassés de nouveau, ils trouvèrent enfin à Stolberg sécurité pour leur foi religieuse et avantages pour leur industrie.

La ville compte trois mille habitants, des fabriques de laiton, des manufactures de draps, des usines à zinc.

Les fabriques de laiton [1], jadis nombreuses et florissantes, déclinent lentement. Le laiton est encore étiré en fils, laminé en feuilles, travaillé au martinet. Le moteur de toutes ces fabriques est un faible ruisseau qu'on utilise au moyen de roues fort grossières.

Longtemps le zinc fut tiré des Indes à grands frais de transport; plus tard les Stolbergeois firent servir la calamine à la fabrication du laiton. Ils se la procurèrent en exploitant les immenses amas de Diepelinchen, ceux moins étendus de Herrnberg, Saint-Séverin, Wolsgrube, etc., jusqu'à la profondeur

1. Quelques-unes des fabriques qui subsistent encore datent de plus de deux siècles et n'ont pas notablement changé leurs procédés.

à laquelle les eaux devinrent trop abondantes pour leurs procédés d'épuisement.

Il faut remarquer ici que la galène qui accompagne constamment la calamine a été le but primitif et souvent principal des travaux fort étendus qui ont été faits dans ces différentes localités.

Les manufactures de draps occupent encore un assez grand nombre d'ouvriers. Une bonne partie de l'activité qui se remarque à Stolberg est due au développement rapide que la compagnie française a su donner à la production du zinc et à l'exploitation de la houille. Cette compagnie s'est constituée récemment en société anonyme, au capital de plus de 8 millions. Cette société possède :

1° La houillère connue sous le nom de James-Grube, située à Stolberg même ;

2° L'usine Saint-Henri, à Stolberg ; elle comprend cinquante-quatre fours silésiens et un laminoir ;

3° Une petite usine de quatre fours avec leurs dépendances, au lieu dit Steinfürtchen, près du chemin de fer de Cologne ;

4° Des concessions de calamine, plomb, fer, lignites, connues sous les noms de Herrnberg, Glücksberg, etc. ;

5° Des parts et droits d'exploitation dans les concessions de Diepelinchen, Breinigerberg, etc., situées, comme les précédentes, dans le rayon administratif de la régence d'Aix-la-Chapelle.

L'ensemble de ces concessions embrasse une superficie de 11,000 hectares.

Je diviserai ce mémoire en trois parties :

La première sera consacrée à l'exploitation de la houille ;

La seconde au gisement et à l'exploitation de la calamine ;

Dans la troisième je décrirai la fabrication du zinc.

PREMIÈRE PARTIE.

Exploitation de la houille.

Le terrain houiller se présente aux environs d'Aix-la-Chapelle vers le Nord et vers le Sud-Est. Au Nord on distingue le bassin de la Worm ou de Rolduc ; à l'Est se trouvent les bassins de Stolberg et d'Eschweiler. Ces deux bassins sont séparés par des bandes étroites et alternantes de grauwacke et de cal-

caire carbonifère. Vers le Nord et vers l'Ouest, le terrain houiller s'enfonce sous des formations plus modernes, des calcaires et des alluvions.

Le bassin de Rolduc présente des couches de houille nombreuses et plissées régulièrement, comme celles des bassins de la Belgique. La nature de la houille est assez mauvaise et quelques couches seulement donnent de bon charbon. Sa surface est divisée en dix-huit concessions.

Le bassin de Stolberg s'étend du Sud-Ouest au Nord-Est; vers le Sud il est limité par la grauwacke. Ainsi que l'indique la carte géologique (pl. IX, *fig.* 1), la partie Sud-Ouest de ce bassin ne présente que des bandes étroites, formant des bassins partiels, étranglés et parallèles, séparés par de petites collines de calcaire carbonifère. Ils ne contiennent que des veinules de houille. La partie Nord-Est est au contraire assez riche en veines exploitables, principalement vers Eschweiler.

Les minerais métalliques, la galène, l'oxyde de fer, la calamine, forment des filons, des amas plus ou moins puissants à la séparation du terrain houiller et du calcaire carbonifère. Ils répondent à des bouleversements considérables du calcaire, dirigés du Sud au Nord.

CONCESSION DE HOUILLE DE STOLBERG. — La concession de houille [1] que possède maintenant la société anonyme des mines et fonderies de zinc de Stolberg, embrasse une superficie de 250 hectares.

Les affleurements des couches peu nombreuses forment une série d'arcs concentriques, dont l'ouverture est dirigée vers Eschweiler; et une suite de coupes verticales du Nord au Sud donne des arcs de plus en plus profonds, à mesure que les plans de coupe se rapprochent d'Eschweiler. Vers le Sud le terrain houiller a été fortement bouleversé, brisé et redressé au delà de la verticale. Cet effet a été mis en évidence par les travaux faits à la bure Amalia (pl. IX, *fig.* 3). La largeur du bassin, à Amalia, ne dépasse pas 600 mètres, et l'inclinaison des couches vers ses bords varie de 7 à 10 degrés. Elle augmente vers Eschweiler.

CONSTITUTION DU TERRAIN. — Les schistes argileux, peu feuilletés, assez durs, d'une couleur grise foncée, constituent la majeure partie du terrain. Les travaux d'exploitation ont rencontré quelques couches de poudingues à pâte siliceuse, à fragments de quartz blanc, roulés et d'un petit volume; des grès à grains fins, siliceux, passant souvent aux poudingues. Ces grès sont extrêmement durs, et il a fallu, pour percer une galerie à travers un banc de grès, écailler le front de la galerie à coups de marteau; les fleurets d'acier fondu ne pouvaient pas pénétrer dans la roche.

1. Cette concession appartenait à J. Cockerill. Elle a été vendue par ses héritiers à la compagnie de Sassenay pour 1,350,000 francs.

Les grès les plus durs sont à la partie inférieure du terrain houiller. C'est au moins ce qu'ont indiqué les travaux des mines de houille d'Eschweiler. A Stolberg, on a évité le plus possible de percer ces grès, d'abord à cause de leur dureté, et principalement parce qu'en les traversant on eût amené des eaux abondantes dans les travaux. En effet, au-dessous des grès sont des couches perméables sur lesquelles coule le ruisseau, dont le niveau atteint même les affleurements des grès dans la saison des pluies.

Les schistes renferment de nombreuses empreintes de végétaux, fort rares au contraire dans les grès.

Couches de houille. — Les travaux d'exploitation ont fait connaître six couches, dont la disposition est indiquée dans les deux coupes passant par les bures James et Amalia (pl. IX, *fig.* 2 et 3). Trois seulement sont exploitables.

La plus puissante, dite Gross-Kohl, a de $0^m,70$ à $0^m,90$ d'épaisseur : elle est divisée en deux veines par un lit de schistes noirs de quelques centimètres. La veine supérieure a $0^m,25$; elle donne un charbon très-friable. La veine inférieure est plus puissante et son charbon plus dur; elle donne 10 p. 100 de gros.

La houille de Gross-Kohl est de l'espèce demi-grasse, très-flambante et peu pyriteuse.

La seconde couche en remontant est Spliss, puissante de $0^m,30$ à $0^m,35$. Elle est séparée de Gross-Kohl par 5 lachter ($10^m,40$) de schistes : elle ne peut fournir que du charbon menu et de qualité inférieure, étant divisée en trois veines par deux lits fort minces d'argile.

La troisième couche, Eule, séparée de Spliss par 27 mètres de schistes et grès, a une puissance variable de $0^m,31$ à $0^m,37$, sans lit d'argile. Cette houille est assez dure, de bonne qualité, demi-grasse : le procédé d'abattage par havage sous la couche permet d'obtenir une assez forte proportion de gros.

Les quatrième et cinquième couches, Jüliche et Breitgang, n'ont que quelques pouces de puissance et sont inexploitables. Il en est de même de la sixième couche, Klein-Kohl, reconnue au-dessous de Gross-Kohl.

Failles. — Le terrain est coupé par plusieurs failles : la plus importante, à peu près au centre de la concession, est dirigée du Sud au Nord magnétique et plonge vers l'Ouest sous un angle d'environ 75°. Cette fente a été accompagnée d'un glissement du toit sur le mur. Le toit, ou la partie située à l'Ouest, a été abaissé de 60 mètres. Sans cet accident, une bonne partie des couches se trouverait à une plus grande profondeur, mais on aurait peut-être dans la partie Est du bassin de la James-Grube quelques-unes des couches exploitées à Eschweiler, et qui sont supérieures à celles de Stolberg.

Il est à remarquer que la direction de cette faille est à peu près celle de plusieurs vallées étroites des environs, et des bouleversements du terrain anthraxifère, auxquels correspondent presque tous les amas zincifères de la Prusse rhénane et de la Belgique.

La houille a été exploitée fort anciennement aux affleurements, par des puits très-voisins, et de la même manière que les amas de minerais de plomb et de zinc. Ce système est encore suivi en Belgique, près de Charleroy, pour l'exploitation du minerai de fer.

La concession de la houillère a été primitivement accordée à des particuliers par Napoléon : les Prussiens, devenus les maîtres du pays, ont maintenu la concession. Toutefois, les travaux d'exploitation n'ont été poussés activement que depuis quelques années par J. Cockerill, et maintenant par la société française.

Puits. — Deux puits servent à l'extraction : James, près de la grande verrerie belge, profond de 56 lachter ou 117 mètres ; Amalia (à 780 mètres à l'Ouest de James), profond de 42 lachter = $87^{m},35$.

Deux autres puits sont affectés à l'épuisement. Sur le plus ancien, bure Caroline, est placée une machine à vapeur à double effet et à balancier, de la force de 80 chevaux ; elle ne sert plus maintenant que comme machine de secours. L'épuisement se fait ordinairement par le puits Welsheim, profond de 84 lachter = $175^{m},56$, sur lequel J. Cockerill a établi une belle machine à vapeur à cataracte, de la force de 300 chevaux.

L'aérage est déterminé dans les deux exploitations par un puits spécial (entre James et Amalia), au fond duquel est un foyer.

Les trois couches, Gross-Kohl, Eule, Spliss, sont exploitées de la même manière à James et à Amalia.

Mode d'exploitation dans Gross-Kohl. — Le bas du puits d'extraction est dans la couche dite Gross-Kohl, dans laquelle on descend par une voie inclinée suivant la pente. C'est par cette voie que les chariots de houille montent jusqu'au puits. Cette voie principale est garantie par deux massifs de houille de 6 lachter ($12^{m},48$), réservés de part et d'autre. La couche est divisée en étages d'exploitation par des galeries horizontales, servant de voies principales de roulage ou voies de fond des différents étages, distantes de 56 lachter (117 mètres) à James et 42 lachter ($87^{m},35$) à Amalia. A chacune de ces galeries répond, dans la voie inclinée, une plate-forme horizontale facilitant la manœuvre des chariots.

Les étages sont exploités symétriquement par rapport à la voie inclinée principale. Chacun des deux massifs d'un étage est divisé successivement et en descendant en piliers longs par des galeries horizontales.

Ces galeries partent de deux voies montantes secondaires, distantes de

6 lachter ($12^m,48$) de la voie inclinée principale, et s'étendent dans la couche à une distance d'environ 306 mètres. Elles sont mises en communication par des cheminées d'aérage, autant que cela est nécessaire. Dès qu'une galerie est terminée, on commence le dépilage du pilier supérieur; on l'attaque en remontant par fronts de taille horizontaux et en revenant vers la voie principale. On laisse ébouler le toit à une petite distance du dépilage.

Ainsi, pour chaque étage et pour l'ensemble de l'exploitation on descend dans la couche, et pour chaque pilier on abat la houille en remontant.

Par cette méthode, on travaille à plusieurs étages et à plusieurs piliers d'un même étage, en ayant soin de ne pas laisser un pilier non abattu entre deux piliers enlevés.

Pour éviter de monter au jour les déblais provenant du percement des galeries de roulage, on enlève la houille sur une largeur double de celle que doit avoir la galerie, et on emploie les déblais à remblayer l'excès de houille abattue.

MODE D'EXPLOITATION DES PETITES COUCHES. — Le mode d'exploitation est nécessairement un peu différent dans les couches peu puissantes, Eule et Spliss : il se rapproche beaucoup de celui qui est suivi dans le bassin de Liége [1]. La couche est encore divisée en étages par des galeries horizontales servant de voies principales de roulage pour les étages respectivement supérieurs, et chaque étage en deux massifs par une voie montante suivant la pente, garantie par 6 lachter de houille réservée.

Chaque étage est mis en communication avec la voie montante de roulage dans Gross-Kohl, par une galerie à travers bancs, horizontale ou inclinée, disposée pour le roulage. Chacun des deux massifs d'un étage est attaqué par gradins droits de 6 lachters et en remontant. Chaque gradin est compris entre deux galeries de roulage, dont les fronts sont toujours un peu en avance sur le gradin. Les pierres provenant du percement de la galerie supérieure servent à remblayer complétement le pilier. On calcule les dimensions des galeries de manière à ce que le cube des déblais obtenus en attaquant le mur et dans le percement des galeries à travers bancs, soit précisément égal au volume massif de la houille enlevée.

Les étages ont 36 lachter ($74^m,88$) et comprennent douze gradins, qui sont desservis par un plan automoteur établi dans la voie montante.

La voie horizontale inférieure de chaque étage est seule prolongée jusqu'aux limites latérales du champ d'exploitation. Les galeries auxiliaires, qui séparent les piliers ou gradins, n'ont que 60 lachter ($124^m,80$).

1. On exploite avec profit, dans le bassin de Liége, des couches de houille de 8 pouces ($0^m,20$) d'épaisseur.

A cette distance de la voie montante, on établit un nouveau plan automoteur, par lequel la houille descend à la voie de fond de l'étage. L'expérience a indiqué qu'avec une exploitation active et des remblais faits avec soin, les galeries peuvent se maintenir sans aucune réparation jusqu'à cette longueur de 60 lachter (124m,80).

Trois étages sont maintenant en exploitation dans chacune des trois couches et dans les deux mines, à James et à Amalia.

Je donnerai quelques détails sur les différentes parties de l'exploitation.

Voies de roulage. — Dans les galeries horizontales servant au roulage, on attaque toujours le mur, afin de pouvoir placer le chemin de fer et donner aux galeries la hauteur suffisante pour le passage des chariots, qui conduisent la houille jusqu'au jour. On a soin de ne pas toucher au toit, afin de lui conserver toute sa solidité. La largeur des galeries suivant la pente de la couche varie de 1m,25 à 1m,40.

Bien que le toit soit assez solide, il est nécessaire de boiser les galeries; mais ces boisages sont peu dispendieux.

Des chemins de fer sont établis sur le sol de ces galeries. Ils sont composés de traverses distantes de 0m,60 à 0m,70, dans lesquelles sont fixées, par des coins de bois, des bandes de fer rectangulaires. La section de ces rails a 0m,015 sur 0m,06; la largeur de la voie est 0m,50. Les jantes des roues des chariots sont armées de deux rebords ou mentonnets, l'un intérieur, l'autre extérieur au rail. Cette disposition est assez bonne, en ce sens que les déraillements sont rares, mais les bandes de fer fatiguent beaucoup.

Les galeries à travers bancs, horizontales ou inclinées, ont 1m,25 de hauteur et de largeur. Ordinairement, le terrain est assez dur pour qu'on n'ait pas besoin de boisages.

Les déblais provenant de ces voies de roulage servent à remblayer les petites couches; la roche augmente beaucoup de volume dans l'abattage; ainsi, un mètre cube de grès en place donne 1m.cub.,75 de déblais.

Pour les galeries dans Gross-Kohl, on évite le transport des déblais par une disposition que j'ai déjà indiquée, et qui consiste à enlever la houille sur une largeur double de celle que doit avoir la galerie et à employer les déblais de la galerie à remblayer latéralement. Malgré cette disposition, les déblais sont quelquefois en excès; alors on les emploie à remblayer la couche Gross-Kohl aux points où la solidité du toit s'oppose à des éboulements partiels.

Plans automoteurs. — Les plans inclinés automoteurs, établis en différents points de l'exploitation, n'offrent aucune disposition spéciale : ils ont tous deux voies de fer distinctes.

Plan incliné principal. — Le plan incliné principal qui répond au bas de

chacun des deux puits d'extraction, dans Gross-Kohl, a 2 mètres de largeur et 1m,50 de hauteur verticale.

Il est divisé en trois parties d'une longueur égale à la profondeur du puits, par deux plates-formes qui répondent aux voies de fond des trois étages en exploitation. On prépare une quatrième partie pour un nouvel étage.

Les plates-formes sont recouvertes de plaques de fonte horizontales, qui rendent facile la manœuvre des chariots. Sur les parties inclinées sont établis des chemins de fer à une seule voie, pareils à ceux des galeries horizontales.

Mode de payement des ouvriers. — Tous les travaux dans les galeries sont payés aux ouvriers à prix fait; les prix par lachter d'avancement sont débattus à l'avance, et varient avec la difficulté d'abattre la houille et d'entailler le mur, ou la dureté de la roche dans les galeries à travers bancs.

Au front d'une galerie, on place ordinairement deux hommes, un piqueur et son aide. Ils doivent placer les bois, qui leur sont amenés par les rouleurs; mais ils ne posent pas les chemins de fer. Ce dernier travail est fait par des hommes spéciaux. L'administration vend aux ouvriers la poudre et les étoupilles ou fusées de sûreté [1], mais elle leur fournit l'huile, les outils et les réparations.

Les postes sont de huit heures, et il n'y a que deux postes par jour.

Pour les galeries de roulage, dans Gross-Kohl, les prix payés aux ouvriers ne varient pas beaucoup.

En général, les deux hommes peuvent avancer dans un poste de 2m,08 à 1m,25, et reçoivent de 2f,30 à 3f,70 par mètre d'avancement.

Les chemins de fer ne reviennent pas à plus de 4 fr. par mètre courant de galerie.

Dépilage. — Dans Gross-Kohl, les piliers sont préparés par des galeries horizontales, jusqu'aux limites du champ d'exploitation : elles ont environ 300 mètres de longueur. On dépile en revenant vers la voie de roulage inclinée. Les piliers ont 6 lachter (12m,48) de hauteur et sont attaqués par quatre hommes, qui avancent horizontalement et en disposant le front de taille en gradins. Les mineurs mettent à profit le lit d'argile, au milieu de la couche, pour haver sous la veine supérieure; ils enlèvent au pic la veine inférieure. Le toit est d'abord soutenu par des étançons, qu'on enlève souvent ensuite pour déterminer l'éboulement du toit.

1. Les étoupilles sont fabriquées à Cologne; elles coûtent à Stolberg 1 franc le bout de 11m,25. M. Malissart, directeur de la houillère, m'a affirmé que leur emploi avait permis d'économiser 1/10 environ de la poudre. Les fleurets en acier fondu, dont on se sert exclusivement, sont également achetés à Cologne. Les pics, dont la pointe est en acier fondu, sont fabriqués dans les forges de la houillère.

L'abattage de la houille est très-facile ; dans un poste de huit heures, un homme peut mettre à nu une surface de 55 pieds carrés ou $5^{m.car.}$,515 ; le volume correspondant de la houille en massif est de 5 mètres cubes. Ce travail est payé 18 gros ou 2^f,25, soit 0^f,45 par mètre cube.

Dans les petites couches, Eule et Spliss, le dépilage suit à peu de distance l'avancement des galeries horizontales, dont les déblais servent à remblayer complétement. Les piliers ont 6 lachter ; quatre ouvriers travaillent en même temps au front d'un pilier ; ils havent sous la couche, tous à la même profondeur, et font ensuite tomber la houille sur toute la longueur de la taille.

Un bon ouvrier peut abattre, dans un poste de huit heures, 42 pieds cubes, soit $1^{m.cub.}$,25 de houille. Ce travail est payé 18 s. g. ou 2^f,25. Les ouvriers gagnent ordinairement de 13 à 14 s.g. (de 1^f,65 à 1^f,775).

Les étançons pour soutenir le toit sont placés par les ouvriers dépileurs et laissés dans les remblais : ils rendent plus lent l'affaissement du toit. Les remblais sont faits par des ouvriers spéciaux.

ROULAGE. — L'inclinaison des couches n'est généralement pas assez forte pour que la houille abattue puisse glisser par son poids jusqu'à la voie de roulage inférieure à la taille. Des enfants sont chargés de ce travail. Ainsi amenée à la voie de roulage, la houille est chargée à la pelle dans les chariots qui la conduisent jusqu'au jour. Ces chariots sont en tôle forte, avec des armatures en fer : leurs plus grandes dimensions horizontales sont 1^m,20 sur 0^m,85 ; la profondeur 0^m,85 ; l'une des petites faces est mobile autour d'une charnière horizontale. La boîte porte sur deux essieux distants de 0^m,50. Les quatre roues ont 0^m,40 de diamètre. La jante de chacune présente une gorge de 0^m,03 avec deux rebords hauts de 0^m,02. La boîte n'est élevée au-dessus des rails que de 0^m,25 ; les roues sont inférieures et tournent dans des cavités ménagées à cet effet dans la boîte. Ces chariots pèsent vides 450 kil., avec les chaînes qui servent à les élever dans le puits, et contiennent 14 scheffel de houille ; le scheffel pèse 30 kil. La charge d'un chariot est donc 700 kil.

Les rouleurs doivent conduire dans un poste quatorze à quinze chariots à la distance de 50 lachter, ou faire un travail équivalent, pour gagner 1^f,50.

Le travail utile moyen d'un rouleur est de 1,050,000 kil., transportés à 1 mètre.

BOISAGE. — Le toit des trois couches en exploitation présente une solidité assez grande ; aussi dans les galeries de roulage, les cadres ne sont pas très-rapprochés ; dans plusieurs, on n'a pas eu besoin de placer des bois. Les étançons soutenant le toit dans les tailles n'ont guère que 0^m,10 à 0^m,15 de diamètre, et sont espacés d'au moins 1 mètre. On évalue la dépense en bois de 0^f,04 à 0^f,05 par quintal métrique de houille.

Extraction. — Pour chacun des deux puits James et Amalia, une machine à vapeur sert à faire monter les chariots sur le plan incliné et ensuite dans le puits. Les deux machines sont à cylindre horizontal et sans balancier. La tige du piston transmet par une bielle le mouvement à l'arbre du volant et des deux tambours coniques, sur lesquels s'enroulent en sens contraires les deux câbles de l'extraction.

Les tambours ont $0^m,50$ de hauteur, et pour diamètre des bases, l'un $1^m,80$ et $1^m,65$; l'autre $1^m,50$ et $1^m,75$.

Les deux câbles s'appuient sur les gorges de deux molettes en fonte, de $1^m,50$ de diamètre ; l'un, le plus long, est affecté au plan incliné ; il descend dans un angle du puits, dans une cage en bois, est dévié au bas et s'appuie sur la gorge d'une poulie en fonte de $0^m,40$ de diamètre. L'autre câble ne sert que pour le puits.

Chaque puits est divisé en deux compartiments, l'un pour les échelles, l'autre pour l'extraction. Ce dernier a $1^m,50$ de largeur et une longueur égale.

Cables. — Les câbles sont ronds et en fils de fer de $0^m,0022$ de diamètre, sans âmes en chanvre. Chacun est formé de 6 torons de 16 fils. A Amalia, les longueurs des deux câbles sont de 110 mètres et 200 mètres ; à James 140 mètres et 267 mètres. Les câbles sont usés très-rapidement ; ceux qui servent pour les plans inclinés ne durent pas plus de cinq mois ; les autres de huit mois à un an.

Personnel. — Pour chaque puits, il faut : un homme à chacune des plates-formes du plan incliné ; deux hommes au bas du puits ; deux hommes en haut, au jour.

Manœuvre. — Trois chariots sont à la fois en mouvement sur le plan incliné ; ils sont réunis entre eux par des câbles partiels en fils de fer, d'une longueur égale à la profondeur du puits. En arrière de chaque chariot est accrochée une béquille qui traîne sur le sol quand le chariot monte, mais le retiendrait dans le cas où le câble viendrait à casser.

Quand les trois chariots pleins de houille sont montés sur le plan incliné, un chariot vide descend dans le puits ; quand ce dernier est arrivé au bas, les trois premiers se trouvent au bas du puits, à la première et à la seconde plate-forme. Tous les chariots sont décrochés des câbles : le premier chariot plein est accroché au câble du puits, tandis que les deux autres sont mis de côté sur les plates-formes. Tous les trois sont remplacés par des chariots vides, et le mouvement commence inverse du premier ; les chariots vides du plan incliné descendent chacun d'un étage et le chariot plein monte en haut du puits. La différence des diamètres des tambours sur lesquels sont enroulés les câbles, a pour but de racheter la longueur d'une plate-forme et de la

chambre de chargement au bas du puits, car la longueur absolue d'un étage est égale à la profondeur du puits.

Plusieurs ingénieurs ont blâmé ce mode d'extraction. Il a l'inconvénient d'exiger beaucoup de main-d'œuvre et d'abîmer très-rapidement les câbles en fer, mais il a été impossible de faire différemment. Les grès extrêmement durs, sous Gross-Kohl, et les eaux abondantes que les travaux auraient rencontrées au-dessous des grès, sont des obstacles qu'on a eu raison d'éviter.

Le chariot plein de houille, arrivant au jour, est reçu sur une plate-forme mobile en bois, qui vient recouvrir le puits en roulant sur des rails inclinés, dès que le chariot a dépassé l'orifice. Il est décroché et conduit à la place de dépôt de la houille, sur des voies de fer un peu élevées au-dessus de cette place. On le fait basculer au moyen d'un levier et la houille sort par la face antérieure. A James, on extrait, en moyenne, 2,500 scheffel, soit 1,250 quintaux métriques de houille par jour ; à Amalia, environ 1,500 scheffel ou 750 quintaux. Cette extraction sera bientôt beaucoup augmentée, quand les nouveaux étages inférieurs seront préparés et qu'on aura pu réunir un nombre suffisant de mineurs.

La houille de Stolberg est préférée pour les forges à celle d'Eschweiler, et souvent le charbon est vendu avant d'avoir été amené au jour.

Câbles. — L'effet utile des câbles n'est pas très-grand. Ainsi, à James, un câble dure dix mois et monte au jour 30,000 tonnes métriques de houille d'une profondeur de 117 mètres, et à Amalia, le câble n'élève que 15,000 tonnes d'une profondeur de 88 mètres. A ce dernier puits, la somme des sections des fils du câble est de $0^{m.car.},0003485$; la charge soulevée, en y comprenant le poids du chariot, est de 11,000 kil.; par suite, la charge moyenne par millimètre carré, de $3^{k},18$. La vitesse du mouvement est de $0^{m},60$ par seconde. L'effet utile du câble d'Amalia est seulement le quart de celui des câbles plats en fils de fer de la houillère Guley, dans le bassin de la Worm. Ces derniers câbles sont à âmes en chanvre et graissés avec grand soin. La somme des sections des fils est de $0^{m.car},0002448$, et la charge moyenne, par millimètre carré de section, de $3^{k},72$. La vitesse par seconde, dans le puits, atteint souvent 1 mètre. Ces câbles durent jusqu'à quatre ans, mais chacun n'élève pendant ce temps que 26,000 à 30,000 tonnes métriques d'une profondeur de 180 mètres.

On ne peut pas conclure de ces nombres la supériorité des câbles plats sur les câbles ronds, mais seulement que le frottement d'un câble en fer sur une molette en fonte d'un diamètre assez petit et non garnie de chanvre [1], et la

1. A Guley, les molettes ont 2 mètres de diamètre et leurs gorges sont couvertes d'un bout de câble plat en chanvre. Les câbles de Guley sont décrits dans le *Traité d'exploitation* de M. Ch. Combes.

répétition fréquente des mouvements alternatifs, résultant d'une extraction active et d'une faible profondeur du puits, sont des causes énergiques de détérioration rapide du câble.

AÉRAGE. — La mine ne donne pas d'hydrogène carboné, aussi les ouvriers emploient les lampes ordinaires ; mais les vieux travaux dégagent de l'acide carbonique, ce qui nécessite un aérage actif.

L'air entre par les bures d'extraction James et Amalia, puis, par les plans inclinés, il pénètre dans les différents étages par les voies de fond, et remonte en suivant les fronts de taille ; il suit par conséquent la marche inverse du roulage ; il sort enfin par un puits spécial placé entre James et Amalia, et mis en communication avec les différents étages par des voies montantes.

Ce puits a 1^{m},50 de diamètre et 83^{m},20 de profondeur. Il est circulaire et entièrement muraillé en briques : à la surface il est surmonté d'une cheminée de 7 à 8 mètres. Au fond du puits est établi un foyer destiné à activer l'aérage. Le foyer est entretenu par un homme qui exploite dans les massifs voisins la houille nécessaire au foyer. La quantité n'en a jamais été mesurée, non plus que la température de l'air sortant. Cette température ne dépasse pas 30° et le volume d'air qui entre dans la mine n'est pas supérieur à 1$^{m. cub.}$,50 par seconde.

ÉPUISEMENT. — L'ancienne machine de la force de 80 chevaux, établie sur la bure Caroline, ne sert maintenant que de machine de secours. Elle fait mouvoir cinq pompes foulantes de 0^{m},338 de diamètre. La machine à double effet et à balancier, agit pour soulever la maîtresse tige, qui retombe ensuite et fait monter l'eau par son excès de poids. Le nombre de coups de piston peut aller jusqu'à 12 par minute, et la machine faire monter 2 mètres cubes d'eau d'une profondeur de 162 mètres. La consommation de houille est au maximum de 60 quintaux en vingt-quatre heures.

Le puits Welscheim sert ordinairement seul à l'épuisement des eaux des deux exploitations. Les eaux sont réunies dans de longues galeries dans Gross-Kohl.

Ce puits est carré, très-solidement boisé, et contient six pompes équidistantes à clapets en cuir. Leur diamètre est de 0^{m},47, et la levée des pistons de 2^{m},05.

La maîtresse-tige est en chêne, de 0^{m},32 d'équarrissage. Son poids n'étant pas assez considérable, on a été obligé d'attacher à son extrémité supérieure une caisse et des gueuses en fonte pesant 1,400 kil.

La disposition des rouleaux en bois pour diriger la maîtresse-tige, et des moises pour la retenir en cas de rupture, ne présente rien de particulier. Ces moises sont très-solides : dernièrement elles ont retenu la maîtresse-tige

détachée du balancier de la machine par suite de la rupture des écrous d'assemblage, et tombant d'une hauteur de près de 2 mètres.

VOUTES EN BOIS. — Les bâches et les pompes sont soutenues dans le puits par des voûtes surbaissées, dont les voussoirs sont en bois de chêne. Leur disposition est indiquée dans les *fig.* 4, 5 et 6 (pl. IX). Dans les schistes, les voussoirs extrêmes sont appuyés contre la roche ; dans les terrains moins solides, la voûte porte sur les côtés opposés d'un cadre rectangulaire, fortifié par des armatures en fer parallèles à la poussée.

Ces voûtes sont très-solides, et peut-être coûtent-elles moins que tout autre système, parce qu'on peut employer pour leur construction des bouts d'arbres de peu de longueur, plus faciles à trouver et moins chers que de longues et fortes poutres bien saines.

MACHINE A CATARACTE. — La machine à vapeur qui soulève la maîtresse-tige, est à simple effet, à balancier et à cataracte à air, de la force de 300 chevaux.

Le cylindre en fonte a $1^{m},872$ de diamètre ; la levée du piston est de 3 mètres. Un balancier double, en fonte, pesant 15,000 kil., transmet le mouvement de la tige du piston à la maîtresse-tige des pompes.

La vapeur, à la pression de $0^{m},78$ de mercure, est fournie par trois chaudières à tombeau, dont deux seulement sont en feu en même temps.

Le nombre des levées de la maîtresse-tige peut aller jusqu'à dix par minute. La vapeur agit sur la base supérieure du piston de la machine, tandis que la partie inférieure du cylindre communique avec le condenseur : la maîtresse-tige est soulevée. Vers la fin du mouvement l'admission de vapeur est fermée, ainsi que la communication avec le condenseur, et la vapeur contenue dans le cylindre agit également sur les deux faces du piston ; cet état d'équilibre permet à la maîtresse-tige de descendre et de faire monter l'eau par son excès de poids. A la fin de la levée du piston, les deux parties du cylindre sont de nouveau isolées, la vapeur est admise à la partie supérieure, et la partie inférieure communique avec le condenseur. Ces différents états sont déterminés par trois soupapes coniques liées par des leviers à trois axes horizontaux parallèles, dont deux portent des manettes courbes. Ces manettes sont manœuvrées par des taquets fixés à la tige de la pompe à air, dont le mouvement est parallèle à celui de la tige du piston, et par des contre-poids qui maintiennent les axes et les soupapes dans des positions déterminées. Les mouvements sont régularisés par une cataracte à air ; elle consiste en un cylindre en fonte, dans lequel se meut un piston soulevé par un taquet fixé à la tige de la pompe alimentaire. Dans le mouvement ascensionnel le cylindre se remplit d'air qui entre par une soupape latérale. Pendant que la maîtresse-tige descend et fait monter l'eau, le piston de la

cataracte descend librement; son mouvement, que tend à accélérer un poids dont il est chargé, est ralenti par la résistance de l'air contenu dans le cylindre, et qui ne peut sortir que par un robinet inférieur, dont on peut à volonté faire varier l'ouverture. La tige du piston de la cataracte agit sur l'axe de la soupape d'équilibre. Cette soupape reste ouverte jusqu'à ce que le piston de la cataracte soit arrivé au bas du cylindre; en ce moment l'axe obéit à son contre-poids et ferme la soupape, en dégageant les deux autres axes, dont les contre-poids tendent à maintenir les soupapes ouvertes, mais qui étaient maintenus par des roues d'arrêt fixées aux extrémités des trois axes. La vapeur peut alors agir pour relever la maîtresse-tige jusqu'à ce que les taquets de la tige de la pompe à air viennent agir sur les manettes, ouvrir l'équilibre et réengager les cames d'arrêt, en fermant l'admission et le condenseur. La maîtresse-tige descend alors, et le piston de la cataracte, soulevé d'abord jusqu'à une certaine hauteur, redescend ensuite plus lentement que la maîtresse-tige.

La cataracte régularise le mouvement en maintenant la soupape d'équilibre ouverte pendant un temps constant, mais qu'on peut diminuer ou augmenter en faisant varier l'ouverture du robinet de sortie de l'air. Cette cataracte est moins bonne que les cataractes à eau. Les fuites d'air sont fréquentes, et l'attention du mécanicien doit être constante.

L'eau est élevée d'une profondeur de 175 mètres. Une grande partie sert au condenseur et aux chaudières. Le volume d'eau élevée est ordinairement de $3^{\text{m. cub.}}$,50 par minute. Ce travail répond à une force utile de 136 chevaux et à 6 levées par minute. Les chaudières consomment en vingt-quatre heures 150 scheffel ou 75 quintaux métriques, ou 2^{k},30 par cheval utile et par heure. C'est une consommation assez faible; la houille brûlée est du menu de qualité inférieure, et la machine ne travaille qu'à la moitié de sa puissance.

Personnel. — L'administration comprend :

1 directeur ou ingénieur de la houillère;

2 commis principaux et 2 commis en sous-ordre;

1 steiger, maître mineur.

Le nombre des ouvriers est de 450.

Considérations économiques. — L'usine consomme environ le tiers de la houille extraite, principalement le menu et le charbon de qualité inférieure, bien que toujours très-flambant. Dans les comptes de la houillère, on considère cette houille comme vendue au même prix que celle livrée aux étrangers.

Je donnerai la production et les consommations pendant le premier tri-

mestre de 1845. Les nombres qui se rapporteraient au premier trimestre de 1846 seraient peu différents.

Production pendant le premier trimestre de 1845.

Bure James :	148,016 scheffel de menu	=	7,400,800 kil.
—	9,845 centner de gros	=	492,250 —
	En somme.......		7,893,050 kil.
Bure Amalia :	75,504 scheffel de menu	=	3,775,200 kil.
—	16,985 centner de gros	=	849,250 —
	En somme.......		4,624,450 kil.

Pour les deux mines 12,517,500 kil., dont 1,341,500 de gros ou un peu plus du dixième.

On espère augmenter beaucoup la production en 1846 et 1847. On compte pour cette année 1847 sur 100,000,000 kil. pour l'année entière.

Prix de vente. — Pour la vente, on distingue seulement deux qualités : le gros, vendu 22 francs la tonne de 1,000 kil., le menu, vendu 10f,92.

Le prix de vente, en comptant la houille consommée à l'usine, pour l'année entière 1845, a dû être de 606,219f,60[1].

Consommations pendant le premier trimestre de 1845.

	thaler.	s.gr.	pf.	fr. c.
Main-d'œuvre........................	12,263	»	»	45,986,25
Chevaux et voitures pour les matériaux..	250	»	»	937,50
Matériaux.				
Charbon pour les machines...........	2,165	»	»	8,118,75
Briques, chaux, sable................	115	»	»	431,25
Huile................................	1,020	4	3	3,825,53
Boisage..............................	2,001	23	6	7,506,67
Fers et aciers.......................	535	10	9	2,007,60
Fonte................................	240	»	»	900,00
Câbles en fils de fer................	120	»	»	450,00
Chaînes, pelles, outils..............	190	»	»	712,50
Clous................................	122	10	»	458,75
Poudre (748k,15).....................	160	6	3	600,78
Étoupilles de sûreté.................	202	10	»	758,75
Graisse pour les machines............	170	5	3	638,16
Cuirs, chanvre, cordes de tresse......	60	23	»	227,88
Cordes, frais divers.................	40	»	»	150,00
Somme..........	19,656	3	»	73,710,37

1. Ce nombre est calculé dans l'hypothèse de quatre trimestres égaux au premier. La production réelle a été d'environ 50,000 tonnes métriques, et le prix de vente un peu supérieur au nombre précédent.

Les frais spéciaux sont de $5^{f},888$ par tonne de 1,000 kil.

La mine de houille paye au gouvernement prussien une redevance composée de deux parties : l'une fixe, de $0^{f},05$ par hectare de concession ; l'autre mobile, de 5 p. 100 des bénéfices nets. La redevance, en 1844, a été de 2,500 thaler, ou 9,375 francs.

Frais généraux. — Je considérerai dans les frais généraux les frais d'administration, et la houillère avec les machines représentant un capital de 1,350,000 francs.

Pour l'année entière :

Administration, surveillance..............	10,000 fr.
Intérêts des 1,350,000 francs à 5 p. 100..	67,500
Intérêts du fonds de roulement...........	20,000
Somme des frais généraux.......	97,500 fr.

Soit par tonne de houille $1^{f},94$.

Prix de revient. — Le prix de revient de la tonne de houille peut être établi de la manière suivante :

Frais spéciaux............	5 fr. 888
Contributions, redevance..	0 187
Frais généraux...........	1 940
Prix de revient...	8 fr. 015

Le bénéfice par tonne de gros, vendue 22 francs, est de $11^{f},985$, et par tonne de menu, vendue $10^{f},920$, de $2^{f},905$.

Le bénéfice dans le premier trimestre a été de $48,544^{f},157$.

Et pour l'année entière (quatre trimestres égaux), $194,176^{f},628$.

Ce bénéfice se rapporte à une production de 50,076 tonnes : bénéfice moyen par tonne, $3^{f},878$.

SECONDE PARTIE.

Gisement et exploitation de la calamine.

La calamine, accompagnée du plomb sulfuré, se trouve principalement en deux points : Diepelinchen, Herrnberg. A Diepelinchen, le gîte sera bientôt en exploitation ; près de Herrnberg, on connaît plusieurs amas dont un seul a fourni jusqu'à présent le minerai à l'usine.

Gite de Diepelinchen. — Le minerai paraît constituer un amas extrêmement puissant à la séparation du terrain houiller et du calcaire carboni-

fère, au-dessous duquel se trouvent la grauwacke, et le calcaire désigné par les ingénieurs prussiens sous le nom d'Uebergangskalk. Le terrain houiller forme un plateau presque isolé, peu éloigné vers l'Est de Stolberg. Les couches affleurent suivant des arcs concentriques, leur direction est à peu près de l'Est à l'Ouest. On ne connait jusqu'à présent que des veines de houille très-peu puissantes et inexploitables.

La galène, et ensuite la calamine, ont été exploitées jusqu'à la profondeur de 35 mètres environ. Les eaux, très-abondantes, ont empêché de descendre plus bas. La surface du terrain est criblée de trous mal remblayés, dont plusieurs servaient encore à l'exploitation de la calamine vers la fin de 1844. Une grande quantité de calamine de qualité assez médiocre se trouvait et se trouve encore en partie à la surface dans les déblais des anciens travaux d'exploitation de la galène. En suivant ces indications on peut se convaincre de l'existence d'un immense amas métallique, long de plus de 3,000 mètres, et dont la largeur varie de 100 à 150 mètres. Il est à la séparation du terrain houiller et du calcaire, mais principalement dans les schistes houillers. On retrouve un amas métallique analogue au côté Nord du bassin houiller : ses proportions sont moindres, sa plus grande longueur n'atteint pas 2,500 mètres. Ce second amas est peut-être la continuation du premier, qui se prolongerait au-dessous du terrain houiller disposé en fond de bateau.

La surface de ces deux amas offre une épaisseur de plusieurs mètres de sable et d'argile, employés sur place à la confection des briques ordinaires.

La calamine trouvée dans les déblais et celle de l'intérieur sont très-argileuses; elles ressemblent beaucoup à la calamine de Herrnberg. Les vieux ouvriers qui, dans les années de sécheresse extraordinaire, ont pu descendre dans les anciens travaux à une profondeur plus grande que 35 mètres, affirment que les minerais de zinc et de plomb sont bien plus riches au-dessous qu'au-dessus du niveau ordinaire des eaux.

A en juger par les traces des anciens travaux, l'exploitation paraît avoir été principalement active et étendue aux deux extrémités de l'amas; à l'extrémité orientale est une vaste excavation, et les minerais métalliques, dont l'exploitation ancienne paraît avoir pris en ce point des proportions gigantesques, semblent se trouver particulièrement en amas : à l'extrémité occidentale, le gîte de calamine est coupé par des filons de plomb, dont plusieurs ont des salbandes de calamine. Quelques-uns de ces filons sont de plomb carbonaté, un peu argentifère, d'autres sont de galène et de calcaire cristallin ; on connaît aussi quelques filons de calamine.

L'étranglement qui sépare les deux parties du gîte n'est que relatif; les vieilles bures se voient encore, mais sur une largeur moindre.

Tous les filons sont dirigés du Sud au Nord magnétique, et presque ver-

ticaux. Cette direction semble se retrouver dans les principaux gîtes zincifères de la Prusse rhénane et de la Belgique. Ainsi, le fameux filon de galène de Bleiberg, près Moresnet, est dirigé N.-S.; sur les bords de la Meuse, à Flône, cette direction est celle des fentes du calcaire anthraxifère, et celle des nombreux filons de galène et de calcaire spathique, qui sont en relation évidente avec les amas de calamine.

Ce gîte important de Diepelinchen exige des travaux considérables pour être mis en exploitation.

On perce une galerie d'écoulement à l'Ouest de l'amas; elle aura 1,200 mètres de longueur depuis la vallée près de Stolberg jusqu'à l'amas, qu'elle atteindra à une profondeur de 93^{m},20 au-dessous de la surface, et à 53 mètres au-dessous des travaux anciens les plus bas. Cette galerie n'est pas encore achevée; elle a traversé des cailloux roulés et des sables. Deux puits d'épuisement sont foncés dans le terrain houiller, l'un à l'extrémité occidentale du gîte, l'autre vers le milieu; deux machines à vapeur de 120 et 60 chevaux élèveront les eaux jusqu'à la galerie d'écoulement. Cette dernière servira en même temps de voie principale de roulage, elle sera prolongée sur toute la longueur de l'amas dans le terrain houiller. Les moyens d'épuisement précédemment indiqués permettront de descendre à une profondeur assez grande au-dessous du niveau actuel des eaux; bien que le minerai puisse n'être pas meilleur que celui de Herrnberg, la masse qu'ils rendront exploitable est immense, et pourra suffire pour alimenter pendant longtemps une usine bien plus grande que celle de Saint-Henri de Stolberg.

Gîte de Herrnberg, près de Stolberg. — La mine de Herrnberg est située à six kilomètres de Stolberg, près du chemin de fer de Cologne à Aix-la-Chapelle. Plusieurs gisements importants sont indiqués, dans son voisinage, par les traces d'anciens travaux d'exploitation, et par de grandes quantités de calamine trouvée à la surface dans les déblais, à Saint-Severin, à Wolsgrube, etc.

Les amas de Herrnberg et Wolsgrube paraissent être dans le terrain houiller à la séparation du calcaire anthraxifère, l'amas de Saint-Severin dans le calcaire, près des schistes houillers.

Amas de Herrnberg. — Situation géologique. — Au Nord-Ouest de l'amas de Herrnberg le calcaire semble former un promontoire qui avance dans le terrain houiller. Les couches dirigées de E. 10° N. à O. 10° S. plongent vers le Nord et vers le Sud sous le terrain houiller, dont les couches ont la même direction. Elles sont coupées vers l'Est verticalement et dans la direction N.-S.; ce qui donne lieu, près de l'amas, à un escarpement calcaire, qui s'élève au-dessus du terrain houiller bouleversé, dans lequel est l'amas.

Au Nord du calcaire le terrain houiller stérile forme un fond de bateau et

se relève contre le calcaire anthraxifère ; à leur séparation se trouve l'amas de Wolsgrube. Sous le calcaire anthraxifère se trouve la grauwacke ; tous deux pendent vers le Sud.

A l'Est de l'amas de Herrnberg le terrain est recouvert par des formations tertiaires avec lignites.

Vers le Sud on retrouve à peu près la même succession que vers le Nord ; d'abord le terrain houiller ; puis le calcaire anthraxifère, dans lequel se trouve l'amas de Saint-Severin, la grauwacke et le calcaire de transition. Saint-Severin est éloigné de Herrnberg de 800 mètres, et Wolsgrube d'environ 500 mètres

L'amas de Herrnberg est très-irrégulier; ses plus grandes dimensions horizontales ont 100 mètres et 120 mètres. Il plonge vers le Nord d'environ 60°. Au Sud les schistes houillers sont peu bouleversés et seulement au contact immédiat de l'amas. Au Nord, au contraire, le bouleversement est tel qu'il est difficile de reconnaître la nature du terrain ; vers l'Est la dolomie en brouillage se trouve au contact de l'amas.

Nature du minerai. — A la partie supérieure, des travaux importants pour l'exploitation ont été faits à une époque qu'il est impossible de préciser. La société métallurgique de Stolberg a commencé, il y a quelques années, des travaux considérables. Elle a percé une galerie d'écoulement longue de 520 mètres, qui vient déboucher dans la vallée de Nirm ; cette galerie a desséché la mine jusqu'à 50 mètres au-dessous de la surface.

La compagnie de Sassenay exploite maintenant à 25 mètres au-dessous de la galerie d'écoulement, de sorte que l'amas est connu sur une hauteur de 75 mètres.

Ses dimensions horizontales ne diminuent pas dans la profondeur, mais la nature du minerai change beaucoup. A la surface l'amas est principalement argileux. A la hauteur de la galerie d'écoulement, le minerai paraît être en morceaux plus ou moins isolés les uns des autres dans une masse d'argile blanche ou ferrugineuse. L'argile est surtout abondante vers le milieu de l'amas, qu'elle divise pour ainsi dire en deux parties. On connaît bien des espèces différentes de calamine et on remarque que les calamines blanches et celles de meilleure qualité se trouvent à l'Ouest de cette bande argileuse, et la calamine noire vers l'Est.

A la partie inférieure de l'exploitation, la séparation de l'amas en deux parties est bien tranchée et produite par du minerai de fer, très-bouleversé et très-aquifère. A l'Est de ce minerai de fer, on trouve de la calamine noire assez riche, et au-dessous une épaisseur de 2 mètres environ de pyrite de fer mélangée de blende et de galène. A l'Ouest, la calamine blanche à gangue d'argile n'est pas accompagnée de pyrites. Le minerai de fer lui-même ne

contient pas de soufre. L'exploitation est divisée en deux parties, l'une supérieure au niveau de la galerie d'écoulement, renfermant encore des massifs importants, l'autre inférieure à ce niveau, et qui n'a pu être exploitée activement que depuis 1846.

EXPLOITATION. — Deux puits sont affectés l'un à l'extraction, l'autre à l'épuisement : jusqu'en 1845 un seul servait pour l'extraction et l'épuisement; mais la machine de 30 chevaux qui élevait les eaux ne pouvait suffire et les travaux étaient fort souvent noyés.

Le puits d'extraction est placé près de l'escarpement calcaire, à 120 mètres de l'amas : il a 75 mètres de profondeur. Il est mis en communication avec l'amas par deux galeries de roulage, l'une au niveau de la galerie d'écoulement, l'autre à 20 mètres plus bas au niveau inférieur. Le puits Athénaïs, servant à l'épuisement, est également hors de l'amas, et mis en communication avec lui aux deux niveaux.

Les travaux supérieurs à la galerie d'écoulement, et ceux intermédiaires, sont mis en communication par des bouxtays. La *fig.* 1, pl. X, est le plan de la mine au niveau de la galerie d'écoulement; il indique les positions relatives des deux puits et de la galerie.

L'exploitation est divisée en plusieurs étages, distants de 6 à 7 mètres. A chaque étage on commence par établir une voie de roulage qui traverse tout le gîte, et communique par un bouxtay avec le niveau inférieur, ou avec celui de la galerie d'écoulement. Les étages inférieurs sont en communication avec les deux niveaux. Cette disposition était principalement utile avant que la nouvelle machine d'épuisement Athénaïs ne fût placée; le niveau inférieur était souvent noyé, et il fallait monter dans les bouxtays au moyen de treuils, jusqu'au niveau de la galerie d'écoulement, la calamine abattue aux étages inférieurs. On contourne en même temps l'amas par une galerie en ceinture, réunie à la voie du milieu par des traverses à peu près normales à cette voie, distantes d'environ 20 mètres. Ces traverses sont nécessaires pour l'aérage, pour définir dans l'amas les parties riches et les parties stériles, et enfin pour diviser la masse à exploiter en massifs. Toutes les galeries ont 2 mètres de hauteur. On n'établit des chemins de fer pour le roulage qu'aux voies principales des deux niveaux en communication avec le puits d'extraction. Ces voies principales ont été maintenues jusqu'en 1846 dans l'amas même, qu'elles avaient servi à reconnaître en le traversant. Le boisage de ces galeries était d'une solidité extraordinaire et d'un entretien extrêmement dispendieux à cause de la pression énorme et irrégulière de la calamine. On a renoncé à les conserver et on a remplacé au niveau inférieur la partie de la voie principale de roulage comprise dans les

limites de l'amas par deux galeries de roulage contournant l'amas dans le terrain extérieur.

Quand un étage est ainsi reconnu et préparé, on commence son exploitation sur la hauteur 2 mètres des galeries, en partageant les massifs en piliers par de petites galeries presque normales aux traverses, espacées d'environ dix mètres. Les dimensions théoriques des piliers sont : horizontalement 20 mètres sur 10 mètres, et en hauteur 2 mètres. On attaque les piliers en revenant symétriquement vers les voies de roulage, ou vers les bouxtays qui communiquent avec les voies de roulage des deux niveaux principaux. Chaque pilier est remblayé immédiatement et le plus complétement qu'il est possible, et avant de commencer le dépilage de celui qui en est le plus rapproché, on attend que le remblai soit un peu tassé, et on le parfait si cela est nécessaire. L'ensemble des travaux de dépilage est conduit de telle sorte qu'il ne reste jamais un pilier de calamine entièrement entouré de remblais.

Quand un étage est complétement enlevé et remblayé, on commence l'étage immédiatement supérieur sur les remblais du premier et sur la même hauteur de 2 mètres. Il peut y avoir ainsi trois étages successifs entre les différents niveaux.

On travaille en même temps au niveau inférieur, à celui de la galerie d'écoulement (je désigne ces niveaux sous le nom de principaux) et à deux niveaux intermédiaires; au-dessus de la galerie d'écoulement il reste encore quelques massifs importants.

Prix des travaux.—Tous les travaux dans la mine de Herrnberg s'exécutent à prix fait, débattu d'avance entre le directeur et les ouvriers. Un bon mineur peut gagner dans un poste de dix heures 14 s. g., environ $1^f,75$. Les prix par lachter d'avancement dans les galeries et les dépilages sont très-variables. Ainsi, dans les galeries larges de $1^m,20$ à $1^m,50$, ils peuvent s'élever de 2 thaler 15 silbergroschen à 7 thaler (de $4^f,51$ à $12^f,67$ par mètre).

Chaque pilier est attaqué sur toute sa longueur par six ou sept mineurs, qui doivent abattre le minerai, poser les étançons pour soutenir le toit et remblayer. La quantité de minerai qu'un homme peut abattre dans un poste est comprise en général entre 10 et 25 quintaux. Les 85 ouvriers piqueurs employés à Herrnberg peuvent fournir par semaine de 4,000 à 5,000 centner, soit 2,000 à 2,500 quintaux métriques de minerai, provenant tant des dépilages que de la préparation des étages.

Boisage. — La calamine exige beaucoup de bois; les cadres placés dans les galeries, très-rapprochés, sont assez rapidement cassés, et les étançons qui soutiennent le toit dans les dépilages sont presque toujours laissés dans les remblais. La dépense en bois par tonne de calamine extraite s'est élevée jus-

qu'à plus de 8 francs; ordinairement elle est moindre. Dans le premier trimestre de 1845, les boisages ont coûté 1f,276 par tonne.

ROULAGE. — Aux différents étages, le roulage est fait dans des brouettes; tout le minerai est amené au niveau de la galerie d'écoulement et au niveau inférieur; il est ensuite conduit au puits d'extraction dans des chariots ou wagons sur des chemins de fer. Ces chariots sont en tôle comme ceux de la houillère; ils contiennent 12 centner (600 kil.) de minerai.

Vingt-six rouleurs suffisent pour les deux voies de roulage; ce sont des hommes payés 1f,50 par poste de 12 heures; le travail d'un rouleur est de traîner 17 chariots jusqu'au puits d'extraction. Il parcourt dans sa journée une distance de 4,000 mètres environ et son travail utile est 1,220,000 kil. transportés à 1 mètre. Le roulage par brouettes et le mouvement des minerais jusqu'aux deux niveaux principaux exige 150 garçons d'une quinzaine d'années : chacun d'eux gagne ordinairement de 0f,95 à 1 franc par poste de 12 heures.

EXTRACTION. — Le puits d'extraction a servi jusqu'à ces derniers temps pour l'épuisement; il a 80 mètres de profondeur en comprenant le puisard destiné à réunir les eaux. Il est entièrement boisé; ses dimensions horizontales sont 1m,87 sur 3m,73. Le puits est divisé en trois compartiments, affectés à l'extraction, aux échelles et aux pompes. Le premier occupe la moitié de la longueur; il est divisé en deux parties par une mince cloison en planches. Deux cages mobiles, dirigées par des taquets et des longrines, reçoivent les chariots. Elles sont attachées aux câbles en fils de fer, auxquelles la machine à vapeur d'extraction communique le mouvement. Ces câbles sont pareils à ceux de la houillère et ne durent pas plus de dix mois. Ils s'appuient au-dessus des puits sur des molettes en fonte de 1m,25 de diamètre, et viennent s'enrouler en sens inverse sur deux tambours coniques en bois, montés sur l'arbre du volant de la machine. La vitesse des chariots dans le puits ne dépasse pas 0m,60 par seconde. La manœuvre exige deux hommes au bas du puits et deux hommes à la surface. Ces derniers ont à conduire les chariots sur deux lignes de fer élevées de 2m,50 au-dessus du sol, soit à l'atelier de lavage, soit à la place de chargement pour la calamine qui n'a pas besoin d'être lavée, et qui est séparée dans la mine du minerai soumis à la préparation mécanique.

Les transports à la surface sont faits dans des charrettes à deux chevaux. La distance de la mine à l'usine est de 6 kilomètres, et le prix du transport 1 s. g. par centner, ou 0f,227 par quintal métrique; soit 0f,036 par quintal et par kilomètre. Depuis longtemps la société voudrait établir un chemin de fer qui diminuerait beaucoup ces frais de transport; mais les communes, dont ce chemin traverserait les bois, s'y opposent constamment.

ÉPUISEMENT — La galerie d'écoulement, à 50 mètres au-dessous de la sur-

face de l'amas, a 520 mètres de longueur, 1 mètre de largeur et 2 mètres de hauteur. Sa pente est un peu trop forte. Les eaux des travaux inférieurs sont élevées par des pompes, une partie jusqu'au niveau de la galerie d'écoulement, une partie jusqu'à la surface. Ces dernières servent au lavage du minerai. L'ancienne machine d'épuisement, de la force de 30 chevaux, faisait mouvoir deux systèmes de pompes : l'un composé seulement d'une pompe aspirante, de $0^{m},34$ de diamètre, placée à 8 mètres au-dessus du fond du puisard, élevait l'eau jusqu'à la galerie d'écoulement; le second, maintenant encore en activité, est composé de trois pompes foulantes, de $0^{m},34$ de diamètre; elles élèvent à la surface l'eau nécessaire à la préparation mécanique. Ces pompes peuvent fournir par minute $0^{m.cub.},974$.

Ces deux systèmes de pompes pouvaient épuiser $1^{m.cub.},948$ par minute, volume à peu près égal à celui de l'eau affluente en temps ordinaire. Aussi, dès que les pompes venaient à s'arrêter, l'eau inondait le niveau inférieur.

Le nouveau puits Athénaïs, affecté à l'épuisement, descend jusqu'au niveau inférieur; les eaux sont réunies au bas dans un puisard en communication avec l'amas. — Deux pompes sont disposées dans le puits : celle inférieure est aspirante; la seconde, à 18 mètres de la première, est à plongeur. Toutes deux ont $0^{m},47$ de diamètre, et la levée des pistons est de 3 mètres. La maîtresse-tige est articulée avec la tige du piston d'une machine à vapeur à haute pression (5 atmosphères), à condenseur et à cataracte.

Cette machine, construite en Belgique d'après un nouveau système, est de la force de 120 chevaux. Elle est à traction directe et à détente variable. La vapeur est fournie par trois chaudières cylindriques à bouilleurs, dont deux seulement sont en feu à la fois. L'eau d'alimentation n'arrive dans les chaudières qu'après avoir été portée et maintenue quelque temps à la température d'environ 100° dans des tubes cylindriques, disposés entre les chaudières et chauffés avec les flammes perdues. Cette disposition offre plusieurs avantages : d'abord, l'eau arrivant chaude dans les chaudières, la production de vapeur est plus régulière; ensuite une grande partie des dépôts se forment dans ces tubes, et les chaudières n'ont pas besoin d'être nettoyées aussi souvent. La pompe supérieure n'est pas encore installée, et la machine n'est pas en activité depuis un temps assez long pour qu'on puisse bien apprécier ses consommations. On a pu s'assurer que la dépense en combustible reste à peu près proportionnelle au travail effectué entre des limites fort étendues : depuis deux levées du piston en trois minutes, jusqu'à dix levées par minute.

Depuis que cette machine fonctionne, les travaux du niveau inférieur n'ont été noyés qu'à de longs intervalles et chaque fois pendant peu de temps.

Aérage. — Les travaux dans l'amas donnent beaucoup d'acide carbonique, qui souvent gêne les ouvriers; cependant aucune disposition spéciale n'est

adoptée pour activer l'aérage. Ordinairement l'air extérieur entre par la galerie d'écoulement, pénètre par les bouxtays dans les différents étages d'exploitation, et sort par le puits d'extraction. L'activité de l'aérage dépend beaucoup des inconstances atmosphériques.

Un changement dans la direction du vent renverse assez fréquemment le sens du mouvement de l'air dans la mine, et par les temps lourds et calmes l'air ne circule que très-difficilement dans les travaux.

Personnel. — L'administration se compose d'un ingénieur directeur des travaux, de deux commis à Herrnberg, d'un commis à Diepelinchen, d'un chef mineur.

Les mineurs et les rouleurs sont au nombre de 350.

Préparation mécanique de la calamine. — Dans la mine, la calamine est soumise à un premier triage, qui sépare les parties riches des parties moyennes et pauvres. Les premières sont envoyées directement à l'usine ; les autres sont soumises, près du puits d'extraction, à une préparation mécanique fort simple. La proportion du minerai assez riche pour être traité directement ne dépasse pas un quart.

Le minerai pauvre ou de qualité moyenne est en morceaux ou en sable : les morceaux sont cassés au marteau et les fragments sont soumis sur des tables à un triage qui donne une nouvelle proportion de minerai riche. Les fragments pauvres, séparés par le triage, sont soumis à un débourbage dans des caisses rectangulaires en bois, longues d'environ trois mètres, larges de $0^m,65$ et pleines d'eau.— On agite le minerai avec des râbles en bois, jusqu'à ce que la majeure partie de l'argile soit séparée. Le minerai est alors retiré des caisses et souvent lavé de nouveau dans des tamis à secousses. Les menus pauvres de la mine et ceux qui résultent du cassage des morceaux sont lavés sur des tables dormantes.

La perte de poids au lavage varie de 35 à 45 p. 100. — Le minerai lavé est mis en tas et séché avant d'être transporté à l'usine.

Cette préparation mécanique occupe 70 ouvriers, hommes, femmes et enfants, dirigés par un maître-laveur intelligent. Ces ouvriers ne travaillent que le jour : les postes sont de douze heures et les prix de 1 fr. à 1 fr. 65 c.

Considérations économiques. — Je donnerai la production de minerai, les consommations et le prix de revient pour le premier trimestre 1845. — Les nombres m'ont été fournis avec la plus grande obligeance par M. Ch. Goschler, ingénieur des mines métalliques de la Société.

Production pendant le premier trimestre de 1845.

	centner de 110 liv.	kilog.
Calamine brute.................	121,294	6,792,464
Calamine sortie du lavage et triage.	72,923	4,083,688

La production moyenne par jour a été :

Calamine brute..........	90,566 kil.
Calamine triée et lavée...	54,182

La production de l'année entière, déduite de ces nombres, aurait été :

Calamine brute............	27,170 tonnes de 1,000 kil.
Calamine triée et lavée......	16,340

Le rendement du minerai a été :

0,11	pour le minerai brut;
0,1868	pour le minerai lavé.

Consommations pendant le premier trimestre de 1845.

Valeur des matériaux :

	fr.	fr.
Houille pour machines et chauffage......	7,007,85	
Boisages..............................	5,215,40	
Fers, aciers, clous, pelles, outils.........	1,585,35	
Huile, graisse, chanvre, poudre..........	2,265,00	
Valeur totale des matériaux...	16,073,60	
Valeur par tonne métr. de minerai prêt à être traité.		3,93

Main-d'œuvre.

	fr.	fr.
Chef mineur, comptable, premiers piqueurs	2,075,45	
Piqueurs pour exploitation, recherches, préparation......................	12,214,68	
Traîneurs aux wagons et brouettes.......	9,012,25	
Tireurs au jour, manœuvres, charpentiers, maçons..........................	6,760,49	
Lavage et triage......................	7,349,78	
Chevaux, transports, réparations.........	1,211,00	
Valeur totale de la main-d'œuvre..	38,623,65	
Main-d'œuvre par tonne de minerai...............		9,46

On peut évaluer à 5 journées,525 le nombre des journées de main-d'œuvre par tonne de minerai prêt à être traité.

Somme des frais spéciaux par tonne de minerai.....	13,39

A ce nombre, il faudrait encore ajouter la redevance que prélève le gouvernement prussien. Les ingénieurs des mines évaluent le bénéfice, d'après lequel le minerai est imposé, en supposant que le minerai pourrait se vendre 17 s. g. le centner, ou 21 fr. 25 c. la tonne métrique.

La redevance a été en 1844 de 18,000 francs.

En tenant compte de la redevance, le prix de revient de la tonne de minerai rendue à l'usine est de 14f,35.

Ce nombre est très-élevé et prouve les grandes difficultés que rencontre l'exploitation d'un amas tel que celui de Herrnberg. Ces difficultés résultent de la forte proportion des matières stériles, du peu de solidité du terrain et de l'abondance des eaux. La calamine trouvée à la surface des autres amas, Wolsgrube, Saint-Severin, etc., paraît indiquer une grande analogie de ces amas avec celui de Herrnberg. A Diepelinchen on sait déjà que les eaux sont extrêmement abondantes et que la calamine est assez pauvre dans toute la partie du gîte reconnue au-dessus des eaux.

Détail des frais spéciaux par tonne de calamine.

Main-d'œuvre :		fr.
Comptables, chef mineur, premiers piqueurs		0,5080
Piqueurs, 1f,709 à 1f,75		2,9910
Traîneurs, 1f,8605 à 1f,20		2,2326
Tireurs, manœuvres, 0f,828 à 2 fr.		1,6560
Lavage et triage, 1f,126 à 1f,25		1,4082
Transport, chevaux, réparations		0,6642
Main-d'œuvre		9,4600
Matériaux :	fr.	
Bois	1,276	
Houille, fer, aciers, huile, graisse, chanvre, poudre	2,654	
Matériaux	3,930	3,9300
Redevance		0,9600
Somme des frais spéciaux		14,3500

TROISIÈME PARTIE.

Usine à zinc.

L'usine Saint-Henri est placée sur une petite montagne qui domine Stolberg; sa disposition générale est indiquée *pl. X fig.* 2. La route de Stolberg

à Aix-la-Chapelle, qui sépare l'usine de la grande verrerie belge, a été faite, par la société, dans le but de rendre les transports plus économiques. Cette route, longue de 10 kilomètres, est beaucoup plus courte que l'ancienne route royale, suivie encore aujourd'hui par la malle-poste d'Aix-la-Chapelle à Stolberg.

L'usine n'a pas été construite en une seule fois; c'est ce qu'indique assez sa disposition. Les anciens bâtiments sont : les halles de 6 fours, la grande halle de 16 fours, les ateliers pour les terres réfractaires et la confection des cornues, les bureaux et le laminoir.

Les nouveaux bâtiments sont les trois halles de 8 fours. La petite verrerie, du côté de Stolberg, est louée 1,900 francs au fameux débitant d'eau de Cologne, J.-M. Farina.

Un chemin de fer à une seule voie, se ramifiant dans l'usine, met en communication la place de dépôt de houille, près de la bure James, avec les différentes parties de l'usine.

La fonderie de fonte, comprenant deux cubilots et l'atelier pour les réparations et la confection des outils et des machines, placé près de la bure James, va être transférée dans l'usine même.

Le terrain sur lequel l'usine est construite est très-favorable. Le plateau, fort vaste, permet d'espacer les bâtiments ; il offre pour les scories et autres matières stériles des décharges qui suffiront pendant un grand nombre d'années ; l'usine est tout à fait voisine du puits d'extraction de la houillère. Les fumées abondantes n'incommodent aucunement les habitants de Stolberg. Ces fumées n'ont, du reste, rien de nuisible, car les bouleaux du bois qui est en contact avec l'usine, vers Aix-la-Chapelle, sont toujours aussi verts que les arbres plus éloignés et ne paraissent pas souffrir.

On a adopté la méthode silésienne un peu modifiée. Cette méthode est préférable à celle dite liégeoise dans les circonstances dans lesquelles l'usine se trouve placée : 1° à cause du minerai, pauvre et assez réfractaire : la méthode silésienne épuise plus complétement le minerai ; 2° à cause de l'éloignement de la terre réfractaire et du bas prix du combustible : dans le procédé silésien on consomme moins de terre réfractaire, mais plus de houille que dans la méthode liégeoise.

L'usine de Stolberg comprend 54 fours adossés deux à deux avec une cheminée pour deux fours. La cuisson des moufles, la calcination de la calamine et la fonte du zinc brut en lingots, sont faites au moyen des flammes perdues des fours de réduction et dans des compartiments de ces fours.

A Steinfürtchen, près de Combacher-Mühle, la société possède une petite usine de 4 fours avec leurs accessoires, maison d'habitation, ateliers pour les terres réfractaires et magasins.

Je décrirai successivement :

1° La préparation des terres réfractaires ; la confection des moufles, bottes et pots, briques de foyers, etc.;

2° Les fours de réduction et l'élaboration du minerai, donnant le zinc brut en lingots ;

3° La seconde fusion du zinc et le laminage.

Confection des moufles, bottes, pots, briques de foyers, etc.

MATIÈRES PREMIÈRES.— Pour les bottes, les pots, les briques ordinaires, on emploie l'argile jaune, qui se trouve presque partout aux environs à la surface du sol, sur une assez grande épaisseur. Pour les moufles, les briques de foyers et les briques réfractaires, on se sert d'argile d'Andennes achetée à la maison Pastor-Bertrand. Les briques réfractaires pour les voûtes et parois des fours sont ordinairement achetées toutes faites à la même maison, au prix de 20 francs les mille kil. ; pour avoir le prix de revient à Stolberg il faut encore ajouter 14 francs pour frais de transport d'Andennes à l'usine.

On emploie plusieurs espèces de terres réfractaires ; celles de Maizerouille, Tahier, Mozet, Haltinne, dont les compositions sont données dans le mémoire de MM. Piot et Murailhe sur la fabrication du zinc en Belgique (Annales des mines, 4e série, tome V, page 207).

La terre de Maizerouille est considérée comme la meilleure et la plus réfractaire ; elle contient une forte proportion d'alumine (33 pour 100) ; elle coûte 18 fr. les 1,000 kil. rendue sur les bords de la Meuse. La terre de Haltinne est la moins réfractaire ; elle renferme de la magnésie ; la première qualité est achetée 12 francs les 1,000 kil. En tenant compte de 14 francs de transport des bords de la Meuse à l'usine, le prix de revient de la terre réfractaire à Stolberg est de 26 à 32 francs les 1,000 kil.

Pour les moufles, la pâte est un mélange de 2/5 argile réfractaire (Maizerouille, Tahier, Mozet) crue et broyée ; 3/5 d'argile réfractaire cuite et broyée ou de débris de moufles ayant déjà servi.

Pour les briques de foyer on emploie 2/5 d'argile crue, 2/5 d'argile calcinée, 1/5 de sable.

Pour les bottes et les pots, la pâte est un mélange à parties égales de terre ordinaire crue et de terre calcinée.

CALCINATION DES TERRES.— L'argile est calcinée en morceaux dans un four à réverbère, placé sous un hangar, près de l'atelier de broyage ; la grille est petite, la voûte fort élevée au-dessus de la sole ; la cheminée peu haute. On brûle sur la grille de la houille de qualité inférieure.

Une charge d'argile pèse 10,000 kil. Dès qu'elle a été introduite par la porte latérale de chargement, on ferme cette dernière et on chauffe doucement et progressivement, de manière à porter toute la charge au bon rouge en moins de 36 heures. Après deux jours on laisse tomber le feu et on défourne. Pour calciner ces 10,000 kil. on consomme seulement 2,000 kil. de houille.

L'argile qui doit être employée crue pour les moufles, etc., est déposée en morceaux sous un hangar, et sèche pendant deux mois environ. Après ce temps, elle est cassée au marteau sur une aire circulaire, au milieu du même hangar, puis transportée à l'atelier de broyage.

Broyage et pétrissage des terres. — L'argile cuite ou crue, cassée au marteau en petits morceaux, est broyée sous des meules verticales en grès ou en poudingue. L'usine possède deux paires de meules; l'une, la plus ancienne, est mise en mouvement par un cheval; l'autre a pour moteur la machine à vapeur du laminoir. La première ne sert plus qu'en cas d'accident à la machine à vapeur ou aux engrenages du laminoir.

Les anciennes meules sont en grès: elles ont $1^m,55$ de diamètre moyen et $0^m,27$ d'épaisseur. Leurs jantes étaient primitivement un peu coniques. Ces meules sont réunies par un axe horizontal, traversé par un arbre vertical, qu'un cheval fait tourner. L'axe horizontal peut s'élever et s'abaisser un peu indépendamment de l'arbre vertical. Cette disposition permet aux meules de passer par-dessus les fragments trop gros et trop durs.

Les meules roulent en tournant sur une sole en fonte, munie de deux rebords circulaires: un couteau fixé à l'arbre ramène constamment les terres sous les meules.

Les meules mises en mouvement par la machine à vapeur sont en poudingue; elles ont $1^m,40$ de diamètre moyen et $0^m,31$ d'épaisseur. Leurs jantes sont très-peu coniques et entourées de cercles de fonte épais de $0^m,01$. Ces bandes préservent les jantes d'une usure rapide, et sont fort faciles à changer. La disposition est du reste la même que pour l'ancienne paire de meules, avec cette différence que le mouvement est transmis par la machine à vapeur, au lieu d'être donné par un cheval.

Personnel. — Il faut pour la nouvelle paire de meules un chargeur et deux casseurs. Le chargeur jette sur la sole les fragments cassés; puis, quand il voit l'argile broyée en grande partie, il l'enlève à la pelle et la jette sur un tamis à toile métallique, incliné à 60°, et recevant de la machine à vapeur un mouvement oscillatoire; les morceaux arrêtés par le tamis sont reportés sous les meules.

Ces meules peuvent broyer 10,000 kil. d'argile en 12 heures; elles n'exi-

gent que $0^f,375$ de main-d'œuvre par tonne d'argile cassée et broyée. Les ouvriers reçoivent $1^f,25$ par poste.

Chaque meule coûte 300 francs en grès et 450 francs en poudingue. Celles en poudingue durent plus longtemps relativement au prix; aussi sont-elles préférables.

Les argiles broyées et tamisées sont mêlées à sec dans des caisses en bois, dans les proportions indiquées précédemment. Ce premier mélange est mouillé au point de former une pâte consistante, et marché pendant plusieurs heures, puis chargé dans un cylindre vertical, duquel la pâte sort bien homogène.

PÉTRINS.— Ce cylindre en bois a $0^m,78$ de diamètre sur $1^m,87$ de hauteur. Il est disposé au-dessus d'un tiroir mobile dans des rainures horizontales : à la partie supérieure est une trémie conique qui facilite le chargement. Au centre du cylindre tourne un axe vertical armé de six lames hélicoïdales tranchantes, qui coupent la pâte et la font monter ou descendre suivant le sens du mouvement. La rotation de l'axe peut avoir lieu dans les deux sens; elle est produite par la machine à vapeur du laminoir.

Deux pétrins mécaniques semblables sont disposés l'un à côté de l'autre; l'un sert pour les terres réfractaires, l'autre pour les terres ordinaires.

La pâte réfractaire est chargée par la partie supérieure et descendue jusqu'au bas du cylindre par le mouvement des lames tranchantes, puis remontée jusqu'à la partie supérieure par le mouvement inverse, puis de nouveau descendue, et alors enlevée, et portée à l'atelier de confection des moufles et briques de foyers. En 12 heures on pétrit 3,000 kil. de pâte.

Dans le second pétrin, la terre ordinaire ne fait que descendre une seule ois; aussi peut-il donner 15,000 kil. en 12 heures. La pâte ainsi obtenue est montée par un treuil à l'atelier de confection des bottes et pots, situé audessus de celui de pétrissage.

Pour le broyage et le pétrissage il faut 5 hommes, travaillant 12 heures et gagnant $1^f,25$ à $1^f,50$.

CONFECTION DES MOUFLES ET BRIQUES DE FOYERS. — L'atelier est au premier étage en F (pl. X, *fig.* 2), en face de la porte d'entrée de l'usine, au-dessus du magasin des terres réfractaires humides et de l'ancienne paire de meules. Il consiste en plusieurs pièces vastes, mais assez basses, dans lesquelles la température est entretenue à peu près constante et voisine de 20° par des poêles allumés constamment, servant à sécher les moufles rangés tout autour.

Les moufles sont cylindriques, longues de $1^m,24$ (celles qui dans les fours sont placées aux extrémités de la grille ont $0^m,18$ de plus). Elles ne sont fermées que d'un côté : la base antérieure est libre; cette base ou face est re-

présentée *fig.* 9, pl. X. Les dimensions extérieures principales sont : hauteur 0^m,55, largeur 0^m,22 ; les dimensions intérieures correspondantes sont : 0^m,48 et 0^m,135. L'épaisseur est de 0^m,03 à la partie supérieure et de 0^m,04 latéralement et au fond plat. La base antérieure est divisée en deux parties par deux petits rebords *a*, *a*; ils servent à supporter la botte, qui pénètre dans la partie supérieure qu'elle doit remplir presque complétement, tandis que la partie inférieure doit être bouchée par une briquette d'argile lutée. Le poids d'une moufle varie de 100 à 110 kil.

Confection des moufles. — La pâte d'argile réfractaire, employée pour les moufles, est apportée à l'atelier en masses informes. Les ouvriers commencent par la comprimer et la façonnent en prismes rectangulaires, dont les dimensions approximatives sont 0^m,15, 0^m,46 et 0^m,46. Ces prismes sont placés sur des tables sablées, et les ouvriers coupent avec des fils de laiton les morceaux de dimensions convenables pour la fabrication.

Le mode de confection usité jusqu'à la fin de 1845 est un peu différent de celui adopté maintenant, 1846. Je décrirai successivement les deux méthodes.

Ancien procédé. — Ce procédé se rapproche un peu de celui employé à l'usine d'Angleur ; les moufles sont fabriquées dans des moules verticaux en bois, composés de trois parties qui peuvent être assemblées l'une au-dessus de l'autre au moyen de rainures, tenons et crochets. Chacun de ces moules partiels s'ouvre à charnière, suivant une génératrice ; les faces intérieures sont garnies d'une toile mouillée qui empêche l'adhérence de l'argile. Le moule partiel inférieur est posé sur une planche à laquelle il est lié solidement. Il a 0^m,60 de hauteur.

L'ouvrier commence par jeter au fond du moule une masse d'argile plus que suffisante pour former le fond ; il la comprime à l'aide d'un mandrin en bois et la réduit à l'épaisseur de 0^m,05.

Pour élever ensuite les parois de la moufle, l'ouvrier coupe successivement dans le prisme d'argile des bandes parallèles à l'un des longs côtés, épaisses de 0^m,04 ; il les applique dans le moule contre les parois et contre l'argile inférieure, en les comprimant avec la main mouillée, de manière à bien les réunir entre elles et à rendre la pâte aussi équirésistante que possible.

Quand l'argile a atteint dans le moule la hauteur de 0^m,40, l'ouvrier laisse sécher pendant un jour entier, afin que l'argile prenne assez de consistance pour supporter sans se déformer le poids des parties supérieures. Il est important que le bord de la paroi conserve son humidité, qui permet de la relier à la partie de la paroi faite le lendemain : à cet effet on entoure le bord d'un linge entretenu constamment mouillé. Vingt-quatre heures après, l'ouvrier achève les parois de la moufle jusqu'à la hauteur de 0^m,60, et laisse sécher

douze heures, en entourant toujours le bord supérieur d'un linge entretenu mouillé. Il place ensuite le second moule sur le premier et confectionne d'une fois les parois correspondantes de la moufle. Il laisse encore sécher douze heures, place la troisième partie du moule et achève la moufle. Il trace, sur le bord supérieur, sa marque et la date de la confection.

Pour éviter les pertes de temps, chaque ouvrier travaille en même temps à huit moufles : elles sont toutes achevées en trois jours.

Les moufles terminées sont traînées dans leurs moules et rangées, toujours dans la position verticale, autour du poêle ; elles sèchent pendant trois jours; après ce temps on enlève les moules, et les moufles restent encore quatre jours dans la même position. Elles sont ensuite portées à l'étuve, d'où elles ne sortent que pour être chauffées au rouge dans les fours de cuisson, compartiments des fours de réduction.

L'étuve consiste en deux chambres, capables de contenir 200 moufles, rangées sur des gradins. Chaque chambre est chauffée par un foyer placé contre un des murs, et dont la porte de chargement est à l'extérieur. Sur le côté opposé au foyer est une cheminée, dont l'orifice inférieur, situé près du plancher, force les gaz chauds à serpenter dans la chambre. On brûle des escarbilles sur les grilles, et on pousse le feu jusqu'à ce que la température soit au plus de 50°. Quelquefois la température ne dépasse pas 35° ; ordinairement elle est comprise entre 40 et 50°. Le service de ces étuves est fait par des ouvriers spéciaux, qui étouffent le feu quand ils doivent entrer. En séchant, les moufles diminuent en longueur d'environ $0^m,03$. Les moufles sont autant que possible confectionnées l'été ; il est plus facile d'obtenir dans cette saison une température à peu près constante, et une circulation d'air assez active pour entraîner l'humidité. Il faut environ 3,000 moufles par an pour une production de 3,000 tonnes de zinc. Douze ouvriers sont employés à leur confection ; le nombre précédent donne pour chacun près de 100 jours de travail.

La façon d'une moufle est payée 1 fr.

Détail du prix de revient d'une moufle sortant de l'étuve :

Argile réfractaire, 120 kil. à 29 fr. les 1,000 kil		$3^f,48$
Calcination	Main-d'œuvre, $0^f,01$ à 1 fr	0,01
	Houille, 20 kil. à $0^f,50$ les 100 kil	0,10
Cassage et broyage		0,36
Transport et confection		1,05
Séchage à l'étuve		0,04
Prix de revient d'une moufle		5,04

NOUVEAU PROCÉDÉ. — Le nouveau procédé diffère essentiellement du précédent et permet de fabriquer avec économie de main-d'œuvre des moufles

plus résistantes. Les moufles sont confectionnées horizontalement et avec un moule intérieur en planches. Chaque ouvrier doit avoir un garçon pour lui apporter la pâte et tout ce dont il a besoin. Il est devant une longue table horizontale élevée de $0^m,80$ et large de $1^m,20$, sur laquelle sont placées les planches mobiles servant de fondation aux moufles.

Sur une planche bien sablée avec des escarbilles pulvérisées, l'ouvrier étend une couche d'argile épaisse de $0^m,05$, d'une longueur un peu plus grande que la hauteur de la moufle et d'une largeur de $0^m,25$. Il la bat et la comprime, autant qu'il le peut, d'abord avec la main mouillée, ensuite avec un mandrin plat en bois, et la ramène à l'épaisseur de $0^m,04$. Sur cette base il pose le moule intérieur de la moufle. Ce moule est composé d'un châssis de deux tiges horizontales parallèles, longues de $1^m,50$, réunies par deux montants verticaux ; d'un noyau fixé au châssis, et de planches mobiles qui donnent à la surface du moule la forme intérieure de la moufle. Pour éviter l'adhérence de l'argile et du bois, on peut employer, soit des escarbilles pulvérisées, soit des toiles mouillées. L'ouvrier élève successivement sur le moule les parois latérales planes, puis la partie convexe, en ayant soin de bien relier les différents morceaux d'argile, de bien comprimer les parois et de leur donner une épaisseur uniforme. Cette dernière condition est assez facile à vérifier au moyen d'une règle qui doit s'appuyer sur toute la longueur de la moufle. La moufle ainsi terminée (ouverte encore à ses deux extrémités) est portée près du poêle, et sèche horizontalement jusqu'au moment où la pâte est assez consistante pour que la moufle puisse se tenir debout, environ trois jours. Pendant ce temps, on a soin de recouvrir d'un linge mouillé les bords du fond. Au bout de trois jours, on retire le moule, on enlève le linge et on façonne le fond de la moufle ; la difficulté du procédé est précisément de rendre parfaite l'adhérence du fond au corps de la moufle : on redresse ensuite la moufle verticalement. Il est nécessaire de comprimer le fond de la moufle quand elle est ainsi redressée ; on le fait au moyen d'une tige de fer terminée par un tampon en fer recouvert d'un linge mouillé. L'ouvrier s'éclaire avec une lampe fixée à une longue tige, pendant qu'il bat le fond avec le tampon. C'est aussi quand la moufle est redressée que l'ouvrier façonne son orifice et met sa marque et la date de la confection. Les moufles bien sèches sont portées à l'étuve.

Un bon ouvrier peut faire sept moufles dans sa journée, et par conséquent ce nouveau procédé économise la main-d'œuvre dans le rapport de 8 : 21. On doit en outre espérer que les moufles mieux fabriquées dureront plus plus longtemps.

Briques de foyers. — Les briques de foyers et celles qui servent de pieds-droits aux voûtes des niches, dans lesquelles les moufles sont disposées, sont

fabriquées dans le même atelier que les moufles et dans des moules en bois. La pâte d'argile est fortement comprimée dans ces moules au moyen d'un mandrin. Les briques sont séchées comme les moufles, d'abord dans l'atelier, et ensuite à l'étuve, mais elles ne sont pas cuites; elles sont employées crues dans la construction des fourneaux.

Les dimensions des briques de foyers sont $0^m,40$, $0^m,23$ et $0^m,17$.

Les chaudières pour la fusion du zinc brut sont fabriquées avec les mêmes argiles que les moufles : elles sont cylindriques, à fonds bombés et munies de rebords annulaires. Leur diamètre intérieur est de $0^m,32$, l'épaisseur de $0^m,03$ et la profondeur de $0^m,40$. Les rebords annulaires ont $0^m,07$ de largeur. Ces chaudières sont fabriquées dans des moules en bois d'une seule pièce, par les mêmes ouvriers qui font les moufles; elles sont séchées d'abord à l'atelier près du poêle, ensuite à l'étuve ; elles ne sont pas cuites.

BOTTES ET POTS. — Les bottes et les pots sont adaptés aux moufles et servent à la condensation du zinc. La botte se compose d'une partie cylindrique qui s'adapte à la partie supérieure de la moufle; longue de $0^m,50$, et d'un coude à angle droit, qui pénètre dans le pot. Le sommet du coude est tronqué et présente une ouverture elliptique dont les axes ont $0^m,20$ et $0^m,15$. Les dimensions principales d'une botte sont indiquées pl. X, *fig.* 10. L'épaisseur est de $0^m,01$.

On se sert pour les bottes d'une pâte composée d'argile ordinaire crue, mélangée avec une quantité égale de même argile calcinée. Cette pâte est montée aux ouvriers en masses informes. Ils commencent par la comprimer et la façonner en prismes rectangulaires longs de $0^m,50$, disposés sur des tables sablées. La confection d'une botte exige deux hommes et un moule composé de deux pièces indépendantes : la première est une planche sablée, sur laquelle on fabrique la botte ; la seconde est le moule intérieur de la partie droite, et est munie d'une poignée. Le premier ouvrier coupe dans son prisme d'argile une bande ou feuille épaisse de $0^m,01$, large de $0^m,25$, longue de $0^m,50$, et l'étend sur la planche ; il pose sur cette argile le moule intérieur, contre lequel il relève les bords de la feuille d'argile ; il en coupe une seconde égale à la première, et l'étend sur le moule ; il réunit ensuite et comprime avec la main mouillée les bords de l'argile et passe le moule au second ouvrier. Celui-ci façonne à la main le coude de la botte, en prenant de l'argile dans un petit tas de pâte ; il ne réserve pas l'ouverture du coude, qui est faite plus tard en coupant l'argile, quand la botte est déjà un peu solide. Les modifications qu'on a faites dernièrement à cette fabrication sont de peu d'importance : le moule intérieur est plus long ; il va maintenant jusqu'au coude de la botte, et le second ouvrier emploie la terre comprimée

en prismes au lieu de la prendre à des tas informes et telle qu'elle sort du pétrin.

Les bottes sur leurs planches sont rangées autour du poêle et sèchent pendant trois jours. Elles sont alors assez solides pour qu'on puisse enlever le noyau intérieur et couper le coude : elles restent encore quelques jours autour du poêle, puis elles sont rangées dans l'atelier dans des casiers, jusqu'au moment où elles sont employées.

Quatre ouvriers et un manœuvre suffisent pour l'usine ; ils ne gagnent pas plus de 1f,50 par poste de 12 heures ; chacun d'eux peut faire 100 bottes dans sa journée. Ces ouvriers travaillent seulement une partie de l'année et particulièrement l'été.

Les pots ont à peu près la forme de troncs de cônes ; leur hauteur est de 0m,25 et les diamètres des bases sont de 0m,17 et 0m,12. Ils sont confectionnés à la main sur des moules en bois, par deux ouvriers jeunes et peu exercés. Ces ouvriers ont aussi leurs tas prismatiques d'argile, dans lesquels ils coupent successivement, pour chaque pot, deux bandes épaisses de 0m,01, qu'ils appliquent sur le moule et dont ils n'ont qu'à réunir les bords. Les pots sont séchés comme les bottes. On évalue à 150 ou 200 le nombre de pots qu'il faut renouveler journellement. Les deux ouvriers doivent fabriquer tous les pots consommés, moyennant 2f,50 par jour. Le poids d'une botte avec son pot est 13 kil. et le prix de revient 0f,25. Le pot seul revient à 0f,05.

Fours de réduction. Pl. X, *fig*. 3, 4, 5, 6 et 7. — Les fours sont tous adossés deux à deux comme dans les usines de la Silésie. Au milieu d'un massif double s'élève la cheminée, de 12 mètres de hauteur. Chaque four contient vingt moufles disposées deux à deux, dans des niches, sur deux banquettes à peu près horizontales séparées par la chauffe.

La grille a 0m,39 de largeur et 1m,872 de longueur ; elle est à 1 mètre en contre-bas des banquettes. Elle est formée par trois barreaux en fer forgé placés dans le sens de la longueur et supportés par deux grosses barres de fonte scellées dans la maçonnerie latérale. Les parois de la chauffe, construites en briques, dites briques de foyers, ne sont pas tout à fait verticales : leur distance au niveau des banquettes est de 0m,47 ; à la grille elle n'est que de 0m,39. La chauffe est placée au milieu du four, tant en longueur qu'en largeur. La largeur intérieure du four est 3m,40.

Les deux banquettes sont un peu inclinées vers l'extérieur. Les pieds-droits parallèles, qui supportent les voûtes des niches latérales, sont perpendiculaires à la chauffe et commencent à un mètre des bords intérieurs des banquettes. Chaque pied-droit est formé d'une seule brique dont les dimensions sont indiquées *fig*. 8, pl. X.

La plus grande longueur est de 1 mètre ; l'épaisseur est de 4" = 0m,108 ;

la hauteur de 21″ = $0^m,55$. La largeur des niches est de 23″ = $0^m,602$; les voûtes sont cylindriques et parallèles aux banquettes; elles viennent pénétrer la voûte principale du four, parallèle à la longueur de la grille. Le point de cette voûte le plus élevé est à 33″ = $0^m,863$ au-dessus des banquettes. Aux deux extrémités du four, cette voûte principale est aussi pénétrée par deux parties de voûtes cylindriques parallèles à la largeur du four. Ces pénétrations rendent la construction de la voûte assez compliquée et nécessitent des briques de formes particulières. Les briques sont toutes achetées à la maison Pastor-Bertrand, d'Andennes, excepté les briques de foyers et les pieds-droits des niches. Il faut pour la voûte d'un four 878 briques de 22 formes différentes.

Les moufles viennent aboutir vers le milieu des niches : celles des quatre niches extrêmes ont $1^m,45$ de longueur ; les douze autres seulement $1^m,27$; le fond de ces dernières est à $0^m,23$ de la chauffe.

Les deux moufles d'une niche la remplissent assez complétement pour qu'il ne soit pas besoin de maçonnerie pour fermer latéralement le fourneau. Il suffit du lut jeté à la main par les ouvriers aux bords des moufles.

Les banquettes n'existent que jusqu'aux extrémités des moufles; elles sont continuées jusqu'à la paroi extérieure du four par des plaques de fonte percées d'ouvertures dans lesquelles viennent s'engager les pots. Au-dessous, le massif du four présente des cavités rectangulaires, fermées en partie par des plaques de tôle, et dans lesquelles le zinc distillé tombe en gouttelettes qui se solidifient sur des soles en fonte. Les bottes et pots sont entièrement sous les niches, fermées à l'extérieur par des portes mobiles. Ces portes sont composées simplement d'un châssis et treillis en fer, garnis avec du lut. Elles sont posées dans de petites embrasures ménagées aux bords des niches.

A l'extrémité du four opposée à la cheminée est la porte de chargement de la grille, à côté de laquelle le chauffeur place la provision de houille pour la journée. D'un côté de la porte se trouve le compartiment dans lequel les moufles sont chauffées jusqu'au rouge avant d'être placées dans le four ; de l'autre est le foyer à deux chaudières pour la fusion du zinc brut. Le four pour la cuisson des moufles a $0^m,75$ sur $1^m,20$. Il est couvert par une voûte cylindrique.

Les flammes du four à zinc entrent par un conduit à la partie inférieure et au fond; elles sortent par un rampant dont l'orifice est à la voûte près de la porte, et se rendent dans une petite cheminée haute de quelques décimètres. Cette disposition a l'avantage d'attirer vers cette extrémité du four à zinc une partie des flammes, et par suite de faciliter une égale répartition de la chaleur dans l'intérieur du four ; ces flammes sont en outre utilisées en partie. La disposition des deux foyers avec les chaudières de fusion du zinc est suffi-

samment indiquée par les *fig.* 4 et 5, pl. X. Les flammes du four à zinc qui servent à les chauffer sont appelées par une petite cheminée.

Entre les deux fours de réduction adossés, se trouve la cheminée commune, et deux chambres pour la calcination de la calamine (*fig.* 3, 4 et 6).

Chacune de ces chambres est rectangulaire et voûtée; le chargement et le déchargement se font par une porte sur le devant; les flammes des deux fours à zinc entrent, par deux conduits symétriques, au niveau des banquettes et de la sole horizontale de la chambre, et à peu près au milieu de sa profondeur; elles sortent par deux rampants dont les orifices sont à la voûte et près de la porte (*fig.* 6). Ces rampants *m*, *m*, les conduisent dans la cheminée. Les dimensions principales de la chambre de calcination sont : largeur 0^{m},94; profondeur 1^{m},50; hauteur 0^{m},85.

La cheminée, haute de 12 mètres au-dessus des banquettes, est divisée en quatre compartiments, qui répondent aux rampants des chambres de calcination. La section de chaque compartiment est un carré dont le côté a 0^{m},30.

Il importe de régulariser la température, c'est-à-dire de forcer les flammes à se répandre à peu près également dans le four; pour remplir autant que possible cette condition, des conduits obliques sont ménagés dans les voûtes des niches extrêmes et viennent aboutir à de petits canaux horizontaux construits en briques non cimentées au-dessus des fours *p*, *p* (*fig.* 4, 5, 6 et 7). Ces canaux conduisent les flammes dans les rampants au-dessus des chambres de calcination. Dans plusieurs fours, ces canaux n'existent pas et les flammes sortent librement par les conduits; elles sont alors utilisées en partie pour la cuisson des bottes, pots, briques de foyers, qu'on place assez longtemps d'avance au-dessus des fours.

Les armatures de ces fours à zinc ne sont pas très-fortes : dans le sens de la largeur, elles sont placées en *a*, *a* (*fig.* 4), aux extrémités et de part et d'autre des niches du milieu. Elles consistent en montants en fonte appliqués contre les parois et serrés par des tiges de fer horizontales boulonnées à leurs deux bouts. Comme les niches du milieu sont celles qui chauffent le plus, les montants en fonte correspondants sont réunis par des arcs en fonte appliqués contre les bords des voûtes. Dans le sens de la longueur, les armatures *b*, *b* (*fig.* 4), servent pour les deux fours.

Les différents massifs doubles sont placés dans des bâtiments allongés et dans le sens de la longueur [1]. La distance des fours entre eux est de 4 mè-

1. Dans l'usine qu'une société d'Eschweiler construit près de Stolberg, sur le Kohlenberg, les massifs sont disposés dans le sens de la largeur du bâtiment : cette disposition économise l'espace, mais rend la manœuvre plus pénible pour les ouvriers.

tres ; l'éloignement des basses murailles, $3^m,50$; la largeur des bâtiments est de 12 mètres ; l'épaisseur des murs, de $0^m,45$; leur hauteur au-dessus du sol, de 4 mètres ; les toits recouverts en tuiles sont inclinés à 0,45. Ces toits sont ouverts à leur partie supérieure, afin de donner une issue facile aux fumées.

Les basses murailles sont percées de portes et de fenêtres munies de volets. Il faut, autant que possible, éviter les courants d'air, dans certaines périodes de la réduction ; ces courants agiraient trop énergiquement sur le zinc et augmenteraient la perte en l'oxydant. Cet effet est bien évident quand, par un vent latéral, les ouvriers ne font pas attention à bien fermer les portes et les volets.

Pour amener aux grilles l'air nécessaire à la combustion de la houille, deux systèmes de canaux souterrains sont établis sous les fours. Les uns sont parallèles à la longueur des bâtiments et s'étendent sous toute leur longueur. Les autres sont transversaux. Dans les bâtiments construits en dernier lieu, on a fait trois conduits longitudinaux, larges de $1^m,25$, hauts de 2 mètres sous clef, et autant de conduits transversaux que de grilles. Dans les anciens bâtiments, ces derniers conduits répondaient aux intervalles des massifs doubles ; mais on a reconnu la nécessité d'un conduit par grille.

Le sol des conduits ou canaux d'aérage est à 3 mètres en contre-bas du sol de l'usine ; on a disposé quelques rampes inclinées assez douces pour que les ouvriers puissent monter les escarbilles dans des brouettes.

Le terrain sur lequel l'usine est construite est assez bon et n'exige que des fondations en briques, même pour les voûtes qui supportent les fours.

Un four est ordinairement construit par quatre hommes, mais dans un temps assez variable, suivant qu'on est plus ou moins pressé. On fournit aux ouvriers tous les matériaux et on leur donne 300 fr. pour la main-d'œuvre d'un four. Pour les derniers fours construits, les frais d'établissement se sont élevés à 30,000 fr. pour huit fours, avec le bâtiment, soit 3,750 fr. par four.

Mise en feu. — Quand un four est construit, on le laisse sécher pendant quinze jours, puis on le chauffe très-graduellement, de manière à le porter au rouge seulement en huit jours. On peut alors commencer à charger, dans les moufles, du minerai mélangé de beaucoup d'oxyde de zinc. Il faut encore huit à dix jours pour que le four soit bien échauffé. Quand on est très-pressé, on peut gagner environ huit jours de séchage sur la mise en feu, mais on l'évite le plus possible.

Outils. — Les outils nécessaires pour un four sont :

2 *pelles de chargement du minerai calciné dans les moufles.* — Elles sont en

tôle et fixées à des manches en fer longs de $3^m,50$ et de $0^m,02$ de diamètre.

Elles ont la forme de prismes droits à base carrée dont l'une des faces aurait été enlevée. La hauteur du prisme est de $0^m,40$; le côté de la base de $0^m,08$.

2 rétules ou râbles pour décharger les moufles. La longueur des manches est de $3^m,50$, leur diamètre de $0^m,025$; la partie plate a $0^m,10$ sur $0^m,08$.

2 râbles plus petits pour les bottes : les manches n'ont que 2 mètres de longueur.

2 grands ringards en biseau (Herping) pour détacher les matières agglomérées et adhérentes aux moufles. Leur longueur est de $3^m,50$, le diamètre de $0^m,30$.

2 ringards plus petits pour les bottes.

1 spitz ou crochet pour nettoyer les pots.

1 seau à eau.

1 caisse à lut.

1 pelle ordinaire en tôle, avec manche en bois, pour mélanger les matières qui composent les charges.

1 pelle pour charger la grille.

1 grande paire de pinces servant à enlever et à placer les briquettes qui ferment les ouvertures des bottes et des moufles.

Pour tous les fours d'un même hangar, il faut en outre une paire de pinces pour manœuvrer les moufles, les enlever et les mettre en place.

La somme du poids des outils d'un four est de $163^k,45$.

Personnel. — Pour l'élaboration du minerai dans un four deux hommes suffisent : l'un d'eux, nommé le brigadier, dirige la manœuvre ; l'autre est son aide. Ces deux ouvriers ont ordinairement cinq à six heures sur vingt-quatre pour le déchargement des moufles, leur chargement, la fusion et la coulée en lingots du zinc brut condensé au-dessous des pots, pour remplacer les pots, bottes, moufles hors de service. Ils sont payés 2 francs et $1^f,50$.

Il faut en outre un chauffeur pour deux massifs ou quatre grilles, et par douze heures, et un homme pour quatre fours pour casser le minerai en menus fragments, au marteau, et pour le calciner. Chaque chauffeur reçoit 2 francs par douze heures, et chaque casseur $1^f,25$.

Pour intéresser les ouvriers à la réussite des opérations on leur accorde une prime de $0^f,111$ par kilogramme de zinc qu'ils obtiennent au delà du nombre normal (150 kilogrammes par four et par vingt-quatre heures) ; on leur fait une retenue de $0^f,555$ par kilogramme obtenu en moins du nombre

précédent. Cette retenue n'est cependant pas toujours appliquée. Ces primes et retenues sont réparties entre le chauffeur, le brigadier et son aide, dans la proportion de 2/5 pour chacun des deux premiers et de 1/5 pour l'aide.

Calcination du minerai. — Le minerai cassé au marteau est chargé dans les deux chambres de calcination, entre les deux fours de chaque massif. La charge de 8 centner = 448 kil. par chambre, reste douze heures dans le four; l'ouvrier la retire avec un râble, et l'amène contre le mur en face du four, et charge de suite une nouvelle quantité de minerai.

La calamine en poussière, provenant du lavage, ne reste que huit heures dans les chambres, mais les charges sont réduites en proportion. Dans les deux chambres, on calcine toujours en vingt-quatre heures 32 centner (1,792 kil.) de minerai, ce qui est la charge des deux fours dont les flammes servent à la calcination.

La perte de poids du minerai varie de 20 à 25 p. 100; elle est un peu plus forte pour la calamine lavée que pour celle qui arrive directement de la mine.

Travail d'un four à zinc. — La charge des vingt moufles d'un four à zinc est de 16 centner = 900 kil. de calamine (poids pris avant calcination) mélangée avec un volume égal de houille maigre; ce volume répond à 6 scheffel ou 327 kil. La houille maigre est achetée à la houillère Hohenhohe, bassin de la Worm, à raison de 3f,70 les 1,000 kil.*

Les matières sont mélangées par l'aide, qui en fait des tas devant le milieu du four et près du mur; chaque tas répond à la moitié d'un four ou à dix moufles. A la calamine calcinée on ajoute tout ou partie de l'oxyde de zinc recueilli dans l'opération précédente.

Chargement et déchargement des moufles. — Une opération dure vingt-quatre heures. Le brigadier et l'aide commencent le travail le matin vers quatre heures; ils enlèvent d'abord le zinc condensé au-dessous des pots, et nettoyent les cavités qu'on pourrait appeler les bassins de réception du zinc; ils procèdent ensuite au déchargement et au chargement des moufles. L'aide enlève la porte ou châssis double, qui forme à l'extérieur la première niche voisine de la chambre de calcination, et la pose contre le mur du hangar. Le brigadier et l'aide détachent à coups de ringards les briquettes lutées sur les orifices elliptiques aux coudes des bottes, et nettoyent aussi complétement que possible ces dernières et les pots. On remarque en cet instant une flamme très-vive dans les bottes; elle est due à la combustion du zinc condensé vers le coude et dans la partie horizontale par l'air frais extérieur. Une partie notable de l'oxyde de zinc formé est due à cette action.

Les deux ouvriers détachent de même les briquettes qui ferment les moufles au-dessous des bottes : chacun d'eux, armé d'un râble, avance sur la plaque

de fonte qui supporte les pots, et fait ensuite tomber sur le sol de l'usine les résidus de l'opération : les parties agglomérées sont détachées avec des ringards. Afin que les résidus rouges ne gênent pas les hommes pendant le chargement, l'aide les recouvre de quelques pelletées des résidus froids de l'opération précédente, conservés à cet effet.

Quand les deux moufles sont bien nettoyées, le brigadier va prendre la briquette qui doit fermer l'une des moufles, applique du lut sur ses bords et la donne à l'aide; celui-ci la présènte au brigadier qui la saisit avec les grandes pinces, la fait passer entre la botte et la partie verticale de la niche, et l'applique contre l'ouverture de la moufle; l'aide la maintient ensuite avec un ringard pendant que le brigadier jette à la main du lut sur les bords : la même manœuvre est répétée pour la seconde moufle.

Le brigadier charge ensuite les deux moufles en même temps; il présente à l'aide la pelle de chargement au-dessus du tas préparé d'avance : l'aide la remplit avec la pelle ordinaire. Le brigadier l'introduit alternativement dans chaque moufle par les orifices, aux coudes des bottes, et la vide en la retournant. Il faut, pour la charge d'une moufle, environ vingt pelletées.

Les deux ouvriers ferment les coudes des bottes de la même manière que les orifices des moufles; l'aide enlève ensuite le châssis de la seconde niche, et s'en sert pour fermer la première; la manœuvre recommence alors pour les deux moufles de cette seconde niche, et successivement pour toutes celles du même côté du four. Pour fermer la dernière niche, l'aide prend le châssis enlevé à la première. Les deux hommes passent de l'autre côté du four, et achèvent le déchargement et le chargement.

Fusion du zinc brut. — Le zinc distillé et condensé au-dessous des pots forme des espèces de stalagmites. Il est fondu par le brigadier dans les deux chaudières placées aux extrémités du four.

Il faut que les chaudières soient couvertes assez exactement; on emploie des plaques de tôle mince. Le brigadier doit veiller à ce que la fusion soit très-lente, et à ce que la température ne s'élève pas jusqu'au point de volatilisation du zinc. Le métal doit rester en fusion pendant un quart d'heure; après ce temps le brigadier le coule en lingots en le puisant avec une cuiller en fer, et le versant dans des moules en fonte pareils à ceùx qui servent pour la seconde fusion. L'oxyde de zinc et les crasses viennent nager à la surface du métal, sont enlevés et jetés sur le tas de calamine du lendemain. Pendant ce temps, l'aide prépare la charge de minerai calciné et de charbon pour l'opération suivante, et enlève les résidus, qu'il porte dans les cours qui séparent les bâtiments. Plus tard, ces résidus seront jetés sur les flancs du plateau.

Le zinc en lingots est porté à l'atelier de seconde fusion et de laminage.

Quand un pot ou une botte est hors de service, ce qui arrive très-fréquemment, le brigadier le ou la remplace immédiatement. Quand une moufle est fêlée et doit être changée, le brigadier la nettoie comme les autres, enlève la botte et le pot, et ne charge rien dans cette moufle, mais continue le chargement et déchargement des autres; il ne la retire du four qu'à l'instant où celle qui doit la remplacer a été chauffée jusqu'au rouge. Le brigadier casse alors, avec un ringard, le lut aux bords de la moufle, la fait glisser sur la banquette, et l'amène sur la plaque de fonte, sur le devant de la niche. Il la saisit alors avec de grandes pinces courbes, et deux ouvriers la portent à l'intérieur. Les deux aides vont prendre immédiatement la moufle neuve dans le four de cuisson, et l'amènent sur le bord de la niche. Ils aident ensuite le brigadier à la pousser dans l'intérieur du four. L'allonge et le pot sont mis immédiatement en place, et une demi-charge introduite.

Soins a la grille. — Bien que les barreaux de la grille soient assez espacés (de $0^m,07$), on ne brûle que de la houille menue, la plus mauvaise de la mine : elle est demi-grasse et brûle facilement avec une longue flamme. La houille n'est pas en contact immédiat avec les barreaux; elle en est séparée par une couche de mâchefer en gros morceaux spongieux, entre lesquels arrive l'air nécessaire à la combustion. Le chauffeur doit de temps en temps piquer la grille par-dessous avec un ringard pointu, en s'attachant à ne pas faire tomber la houille, mais seulement à dégager les orifices pour l'air. La couche de mâchefer a $0^m,35$ d'épaisseur; le combustible doit être maintenu à peu près constamment à l'épaisseur de $0^m,40$.

Quand le feu est bien arrangé par un chauffeur habile, on peut séjourner sans peine sous la grille; il ne tombe quelques escarbilles que lors du chargement de la houille.

La consommation maxima permise au chauffeur est de 29 scheffel (de 45 kil.) par four et par vingt-quatre heures. S'il brûle davantage, l'excès est à son compte. Ordinairement cette limite n'est pas atteinte, et un four ne consomme pas plus de 27 scheffel.

La houille est amenée du puits James sur un chemin de fer à une voie, dans des wagons en bois contenant 22 scheffel, et pouvant basculer perpendiculairement aux essieux, de façon à se vider latéralement à la voie et hors des bâtiments. Les chauffeurs viennent chercher la houille dans des brouettes et la déposent près des portes de chargement des grilles. Un cheval suffit pour le transport de la houille dans toute l'usine.

Très-peu de temps après le chargement des moufles, apparaissent au-dessous des pots des flammes rougeâtres; mais ce n'est qu'au bout de plusieurs heures que le zinc commence à distiller et à se condenser Il donne aux flammes une couleur blanc verdâtre d'autant plus intense que les moufles sont plus chauffées

et que l'air extérieur arrive plus facilement jusqu'aux bassins de réception. Ces flammes doivent servir de guide aux chauffeurs. Quand elles sont faibles sous une niche, le chauffeur doit activer le tirage de ce côté, en ouvrant le rampant donnant issue aux flammes à la partie supérieure de la niche; quand ces flammes sont trop fortes, il doit au contraire fermer ce conduit. La quantité d'oxyde de zinc formé dans les bassins de réception est considérable, quand le vent arrivant vers le côté des fours, le chauffeur n'a pas la précaution de fermer exactement les portes et les volets.

Dans la nuit la flamme légèrement verdâtre diminue, et cesse tout à fait le matin vers quatre heures, un peu avant le chargement. Le minerai est bien complétement épuisé; lorsque les résidus retirés rouges des moufles arrivent à l'air, on n'aperçoit aucune flamme blanche de zinc. A l'usine d'Angleur, au contraire, les flammes de zinc sont très-abondantes lors du déchargement [1].

La perte en métal est considérable, et due pour la plus grande partie à la volatilisation et à l'oxydation du zinc distillé, et non pas à l'inachèvement de l'opération.

C'est donc vers la condensation du zinc que doivent porter les modifications au procédé silésien, au moins pour diminuer la perte. De nombreux essais ont été déjà tentés dans le but de condenser les vapeurs de zinc dans l'eau. Dernièrement encore (à la fin de 1845) on a mis en pratique pendant plusieurs semaines un procédé imaginé par un Anglais, mais on a été obligé de renoncer à cette invention pour les deux raisons principales suivantes :

1° Le zinc condensé dans l'eau la décompose en partie; il se trouve en poudre extrêmement divisée qui donne peu de métal par fusion dans les chaudières;

2° La pression est toujours un peu augmentée dans les moufles; les résidus d'une opération de vingt-quatre heures contiennent encore beaucoup de zinc; et les moufles sont plus rapidement hors de service, parce que les fentes tendent toujours à augmenter par suite de l'excès de la pression intérieure.

Perte en zinc. — Je n'ai pu me procurer moi-même d'échantillons représentant certainement la composition moyenne du minerai traité; cependant, d'après plusieurs analyses, la teneur moyenne du minerai amené à l'usine serait de 27 à 29 p. 100; comme on ne retire que 19 à 20 p. 100 de zinc, la perte ne serait pas inférieure à 25 p. 100 et à 28 p. 100.

Personnel. — L'administration est composée de :

Un directeur, M. de Jaurias, un comptable et quatre employés.

1. Les résidus des cornues à Angleur contiennent 10 p. 100 de zinc; une partie est à l'état de silicate; cependant, par une simple calcination, on dégage encore 7 p. 100 de zinc, et l'acide acétique dissout à peu près la même proportion.

Les travaux sont dirigés en sous-ordre par quatre contre-maîtres, qui tous les jours remettent à l'administration des rapports détaillés de l'état des travaux qu'ils ont à surveiller. L'usine entière emploie 200 ouvriers permanents, et en outre un nombre variable de manœuvres. La petite usine de Steinfürtchen occupe une douzaine d'ouvriers et un contre-maître.

ASSOCIATION DES OUVRIERS. — Tous les ouvriers font partie d'une association; ils paient 1/60 de leurs salaires et une forte proportion de leurs primes et gratifications à une caisse de prévoyance destinée à assurer des secours aux ouvriers malades, des pensions aux invalides, aux veuves et aux orphelins, proportionnées à l'habileté et aux services rendus par les ouvriers.

Une association pareille existe entre les ouvriers des mines de calamine et ceux de la houillère.

Considérations économiques. — Je donnerai, de même que pour les mines, la production de zinc brut et les consommations pendant le premier trimestre de 1845.

PRODUCTION. —	Zinc brut fondu en lingots..............	748,638	kil.
	Nombre des fours en rendement moyen..	52	
	Production moyenne par four et par jour.	120	

CONSOMMATIONS.—	Houille pour réduction.....	29,945	scheffel de 50 kil.
	— pour les grilles....	126,360	
	— accessoires.........	19,891	
	Calamine lavée............	72,923	centner de 55 kil.
	Rendement moyen en zinc..	0,1868	
	— Moufles...........	750	(c'est environ une moufle pour 1,000 k. de zinc)
	— Bottes et pots.......	6,250	

Les moufles durent de deux à cinq mois, quelques-unes résistent dix mois et jusqu'à un an. Les bottes sont hors de service après une quinzaine de jours et les pots en moins de cinq jours.

PRIX DE REVIENT.—Détail des frais pour 1,000 kil. de zinc brut en lingots :

Une moufle à.....................	5f,04	15f,740
9 bottes et 20 pots................	2 50	
Briques, terre réfractaire, lut......	8 20	
Calamine, 5,353 k. à 14f,35 les 1,000 k.........		76,815
Houille sèche pour réduction, 1,945 k. à 3f,50 les 1,000 kil...........	6f,807	114,244
Houille pour les grilles et accessoires, 9,767 kil. à 11 fr. les 1,000 kil...	107 437	
A reporter...............		206,799

		Report..................		206f,799
Main-d'œuvre :	jo.	fr.	fr.	
Cassage et calcination,	1,177	à 1,25............	1,471	
Chauffeurs,	3,340	à 2,00............	6,680	
Chargeurs : brigadier,	6,660	à 2,00............	13,320	35, 161
Chargeurs : aide,	6,660	à 1,50............	9,990	
Transports dans l'usine..........................			3,700	
Primes et frais divers..				25, 980
Somme des frais spéciaux pour 1,000 kil. de zinc................				267, 940
Les frais de traitement seuls sont de..........................				191, 125

La proportion de houille consommée est de :

11,667 pour 1 de zinc brut obtenu,
2,391 pour 1 de calamine lavée.

A la Vieille-Montagne, on ne consomme pas plus de 1,899 de houille pour 1 de minerai lavé; mais si la dépense est moindre en charbon, celle en terre réfractaire et cornues est bien plus forte, de sorte que les frais spéciaux du traitement de 1,000 kil. de minerai sont plus élevés à Angleur qu'à Stolberg.

Pour faire la comparaison, je prendrai les nombres cités dans le mémoire de MM. Piot et Muraïlhe. (*Annales des mines*, 4e série, t. V.) Les modifications apportées dans le travail à l'usine d'Angleur n'ont pas notablement changé les consommations. Je suppose la houille au même prix, 11 francs les 1,000 kil. pour les deux usines.

Frais d'élaboration de 1,000 kil. de calamine :

	Stolberg.	Vieille-Montagne.
Cornues ou moufles..............	0f,941	8f,913
Briques, terre, fer, acier, etc......	2 140	6 513
Houille........................	22 887	18 477
Main-d'œuvre..................	13 020	14 226
Somme des frais..........	38 988	48 129

La différence en faveur de Stolberg est de 9f,141. Si on prend les frais d'élaboration rapportés à 1,000 kil. de zinc brut obtenu, ce qui revient à faire abstraction de la différence de richesse des minerais, on a :

Pour Stolberg....................	195f,238
Pour la Vieille-Montagne...........	160 430

L'avantage est pour cette dernière usine; mais il provient de la supériorité du minerai traité, et non de la méthode employée. Le tableau précédent montre que la principale différence entre les deux méthodes provient de la terre réfractaire, dont la consommation est bien plus forte dans la méthode liégeoise que dans la méthode suivie à Stolberg. La main-d'œuvre

est à peu près la même, et la différence de consommation de houille est en partie compensée par la qualité supérieure employée dans les fours liégeois.

Pour tenir compte des frais généraux dans le prix de revient du zinc, il faudrait entrer dans quelques détails sur la constitution de la société, les conditions auxquelles les usines et les mines ont été acquises, l'augmentation de leur valeur par suite des grands travaux exécutés, des nouvelles machines installées, etc. Je ne donnerai pas le détail de ces frais généraux qui montent à 100 francs environ par tonne de zinc. En considérant seulement les frais spéciaux, le prix de revient de 1,000 kil. de zinc brut est de 267f,94.

La production de l'année 1845 a été de 3,000 tonnes; elle ne sera pas notablement plus forte en 1846; mais quand les amas de Diepelinchen, Saint-Severin, Wolsgrube, etc., seront en exploitation, le nombre des fours sera beaucoup augmenté, et la production au moins doublée.

Laminage du zinc. — Tout le zinc brut est laminé, soit à Stolberg, soit en France, à Thierceville. A Stolberg, on lamine le zinc pour la consommation locale ; et à Thierceville, le zinc vendu à Paris.

Je décrirai le laminage à Stolberg.

Le zinc est amené des fours de réduction en lingots pesant 40 kil. Il est soumis à deux opérations, la seconde fusion, le laminage:

1° Le zinc brut est fondu dans un four à réverbère, et coulé en lingots, qui sont immédiatement dégrossis au laminoir ;

2° Les plaques, coupées aux cisailles, sont réchauffées par paquets de 80 kil., et passées entre les cylindres, entre lesquels elles reçoivent leurs dimensions; les bords sont ensuite rognés au moyen de cisailles.

MATÉRIEL — L'atelier comprend:

Un train de cylindres mus par une machine de 45 chevaux ;

Deux fours pour la seconde fusion du zinc;

Un four pour réchauffer les paquets;

Une paire de cisailles pour les plaques ébauchées;

Des cisailles pour les feuilles laminées.

La machine à vapeur est en même temps le moteur du broyage et du pétrissage des terres.

FOURS DE SECONDE FUSION. — Ces fours à réverbère sont disposés de manière à donner une température peu élevée, et à soustraire le zinc maintenu en fusion tranquille à l'action des courants gazeux de la chauffe et de la porte de travail à la cheminée. Les dimensions principales d'un four de seconde fusion sont les suivantes :

La grille a $0^m,50$ sur $0^m,75$.

Le pont est à $0^m,30$ au-dessus de la grille; il a $0^m,20$ de longueur et $0^m,75$ de largeur.

La sole commence près du pont, à $0^m,35$ au-dessous; sa surface est inclinée vers l'extrémité du four. Ses dimensions horizontales sont $1^m,62$ en longueur et $1^m,35$ en largeur. Une seule porte, placée à l'extrémité du four, sert au chargement et au travail. Près d'elle la sole est creusée en un bassin capable de contenir tout le zinc d'une charge. La voute qui recouvre la sole est cylindrique et un peu plus inclinée, de sorte que son élévation au-dessus de la sole étant $0^m,80$ au pont, n'est plus que de $0^m,66$ près de la porte. La sole est en argile réfractaire, épaisse de $0^m,15$, et battue avec un mandrin en bois comme la sole d'un fourneau de coupelle. La tablette de la porte de travail est au niveau de la sole près du pont; la porte a $0^m,50$ de hauteur et $0^m,30$ de largeur; elle est fermée à volonté par une plaque de tôle mobile dans des rainures verticales extérieures. L'orifice du rampant incliné qui conduit les flammes à la cheminée latérale, est à la voûte au-dessus du bassin; le rampant a $0^m,15$ sur $0^m,40$.

Les armatures sont toutes en fer et très-faibles. La cheminée n'a pas plus de 8 à 10 mètres.

Les deux fours sont disposés parallèlement, hors de l'atelier de laminage, mais traversant l'un des murs; les deux portes de travail sont dans l'intérieur de l'atelier.

Cette disposition des fours de seconde fusion rend presque nulle l'oxydation du zinc fondu et réuni dans le bassin de réception, et si le chauffeur est habile, il ne dépasse pas la température de fusion, et n'atteint pas celle à laquelle le zinc commence à donner des vapeurs notables.

LINGOTIÈRES. — Le zinc est puisé dans le bassin au moyen de cuillers en fers à longs manches, et coulé dans les lingotières en fonte, réunies deux à deux dans le même moule; les dimensions horizontales des lingots sont $0^m,25$ et $0^m,60$. L'épaisseur varie de $0^m,02$ à $0^m,04$. Il faut quatre moules pour les deux fours de fusion.

FOUR A RÉCHAUFFER. — On s'est servi jusqu'à la fin de l'année 1845, pour réchauffer les paquets de feuilles dégrossies, d'un four à réverbère placé dans l'atelier même. La disposition de ce four était à peu près semblable à celles des fours de seconde fusion, avec ces différences que la sole était horizontale et la porte de chargement plus large. Les dimensions principales étaient les suivantes :

La grille avait $0^m,50$ de côté; elle était à $0^m,50$ au-dessous du pont, et la voûte à $0^m,10$ seulement au-dessus du pont. Ce dernier avait $0^m,25$ de longueur et sa largeur allait en croissant, de la grille à la sole, de $0^m,50$ à $1^m,00$. La sole horizontale et rectangulaire avait $1^m,25$ de longueur et $1^m,15$ de lar-

geur. La voûte était élevée de $0^m,35$ au-dessus de la sole. La porte avait $0^m,25$ de hauteur et toute la largeur du four. Une table en fer, large de $0^m,60$, placée devant la porte au niveau de la sole, servait à la manœuvre des paquets. L'orifice du rampant était à la voûte près de la porte, et la cheminée élevée de 2 mètres.

Les paquets étaient supportés dans le four sur deux patins disposés suivant la longueur de la sole.

A ce système on a substitué, au commencement de 1846, un four analogue à ceux dont on se sert dans les verreries pour réchauffer et laisser refroidir lentement les pièces fabriquées, chauffé par les flammes perdues des fours de seconde fusion. La sole du four, très-allongée, est inclinée ; elle est formée par trois bandes ou patins en fer parallèles, sur lesquels glissent les paquets et autour desquels circulent les gaz, qui se rendent à la cheminée par deux rampants aux deux extrémités du four. Les gaz arrivent près du plus bas de la sole. Deux portes à charnières aux deux extrémités servent pour l'introduction et la sortie des paquets ; une crémaillère à la partie supérieure permet de les faire glisser sur les patins. La longueur du four est 6 mètres, et il peut contenir sept paquets.

Machine a vapeur. — La machine à vapeur du laminoir est de la force de 45 chevaux à cylindre vertical et balancier. La bielle transmet le mouvement par un engrenage à roues dentées égales à l'axe du cylindre inférieur, et cet axe à celui du volant par un engrenage composé d'une roue dentée et d'un pignon. De cette disposition il résulte que le cylindre inférieur du laminoir fait par minute un nombre de tours égal au nombre de coups du piston de la machine à vapeur, et que l'arbre du volant en fait un plus grand nombre. La vitesse ordinaire, qu'on cherche à rendre constante, est de 20 tours pour le cylindre et de 90 tours pour le volant. L'anneau du volant a $0^m,17$ de jante et $0^m,20$ de hauteur ; son diamètre est de $4^m,20$; son poids, de 9,000 kil. Il est lié au moyeu par six rayons.

La transmission du mouvement au cylindre inférieur, et la disposition des grosses cisailles pour les plaques ébauchées, sont celles usitées ordinairement dans les forges à l'anglaise.

Le cylindre inférieur seul reçoit le mouvement de la machine ; le cylindre supérieur tourne en sens inverse par le frottement. Tous deux sont en fonte coulée en coquille ; la surface et les tourillons sont travaillés au tour. Les cylindres ont $0^m,50$ de diamètre et $1^m,30$ de longueur. Les tourillons ont $0^m,32$ de diamètre. Chaque cylindre pèse 2,400 kil., et a coûté 1,200 fr. En France ce prix aurait été double.

Les tourillons sont maintenus par des coussinets entre les montants en fonte, dont la section est à peu près de 1,000 centimètres carrés. Les deux montants

d'une même extrémité sont réunis à la partie supérieure par une traverse en fonte, renflée au milieu et taraudée en écrou. Une vis verticale, à filet carré, passe dans l'écrou et sert à fixer l'écartement des cylindres. Une plaque de zinc, épaisse de 0m,01, interposée entre l'extrémité de la vis et le coussinet, amortit les chocs.

La tête de la vis porte une roue dentée horizontale engrenant avec un pignon porté par les traverses longitudinales qui réunissent les deux systèmes de montants.

Le pignon est manœuvré par le chef lamineur au moyen de quatre bras à poignée fixés à l'axe.

Cette disposition très-simple donne beaucoup de régularité au laminage, en rendant égaux les écartements des cylindres aux deux extémités.

Pour soutenir les feuilles de zinc pendant le laminage, deux châssis composés de barres de fer sont disposés de part et d'autre du cylindre inférieur et presque à la hauteur de son arête supérieure.

Cisailles. — Les cisailles pour couper les bords des feuilles laminées présentent une disposition simple et ingénieuse. Elles consistent en deux disques verticaux en acier, épais de 0m,02, de 0m,18 de diamètre, se touchant sur une hauteur d'environ 0m,02 ; ils sont montés sur deux axes horizontaux parallèles, se conduisant l'un l'autre par un engrenage à deux roues dentées égales : la machine à vapeur du laminoir transmet le mouvement à l'axe inférieur au moyen d'une courroie sans fin ; un petit volant est fixé à l'extrémité du même axe.

Tout le système, porté par un fort châssis en fonte, est placé à l'extrémité de deux rails parallèles sur lesquels peut rouler librement un petit chariot en fer. Ce dernier porte une plate-forme rigoureusement plane et horizontale, sur laquelle on fixe, au moyen de pinces, les feuilles de zinc successivement dans deux positions perpendiculaires. Les parties des feuilles qui dépassent le bord de la table, engagées entre les disques, sont coupées, et le frottement des jantes des disques suffit pour faire avancer le chariot.

Personnel. — Les postes sont de douze heures et composés de : un chauffeur pour la machine à vapeur : un chauffeur pour le four de seconde fusion ; un fondeur et son aide ; un cisailleur ; un chef lamineur et deux aides.

Tous ces hommes sont payés ensemble 12f,00 pour 1,000 kil. de zinc laminé. Ils doivent être tous actifs et intelligents, surtout le chef lamineur, dont l'habileté a la plus grande influence sur la quantité de zinc laminé dans un poste.

Travail. — *Refonte du zinc.* — La charge d'un four de seconde fusion est de 1,500 kil. Dès qu'elle est introduite, on ferme bien la porte, et on élève progressivement la température jusqu'au rouge sombre, mais sans dépasser ce degré. Le zinc fond sans s'enflammer, et coule dans le bassin à l'extrémité

du four. On doit maintenir pendant quelques heures le métal en fusion tranquille, afin de permettre au plomb de se séparer en tombant au fond par suite de sa plus grande densité. Dix heures après le chargement on commence la coulée. On puise le métal avec une cuiller en fer et on le coule dans les moules [1]. Les lingots se refroidissent assez rapidement; quand ils sont arrivés à 150 ou 160°, ils sont ébauchés, c'est-à-dire passés à une vingtaine de reprises entre les cylindres, de manière à augmenter leur plus petite dimension jusqu'au delà de la largeur que doivent avoir les feuilles.

Les bords des feuilles ébauchées sont coupées aux grosses cisailles.

Il faut douze heures pour la seconde fusion et l'ébauchage d'une charge de 1,500 kil., ou 24 heures pour 3,000 kil. Un four ne brûle pas plus de 500 kil. de houille menue en vingt-quatre heures, soit de 1/6 du zinc *dégrossi*.

On évalue la perte par volatilisation et oxydation à 2 0/0. La perte résultant des crasses, des bavures et des derniers lingots plombeux est *plus* forte. Je regrette de ne pas pouvoir donner de nombre exact pour cette perte.

LAMINAGE. — Les feuilles dégrossies sont réunies en paquets pesant 80 kil. introduits successivement dans le four à réchauffer. Dans l'ancien four, on ne chargeait qu'un seul paquet; il fallait un quart d'heure pour le porter à 150°; il était alors retiré et laminé. Dans le nouveau four, les paquets sont réchauffés bien plus lentement; ils sont introduits successivement par la partie supérieure, et retirés par la partie inférieure. Les deux bords horizontaux des paquets sont maintenus par des coulisses en tôle, qui empêchent les feuilles de se séparer. La porte supérieure étant ouverte, l'ouvrier place le paquet froid sur les patins prolongés au-delà du four, et fait descendre tous les paquets en pressant sur la tranche supérieure du nouveau avec un levier à crémaillère. Le temps du laminage d'un paquet étant un quart d'heure, ils restent sept quarts d'heure dans le four.

Dès qu'un paquet est sorti du four, il est saisi par le chef lamineur et porté entre les cylindres. Les feuilles sont passées toutes ensemble et dans le sens de la longueur. De temps en temps le chef lamineur a soin de mettre à la surface les feuilles de l'intérieur, et au milieu celles de l'extérieur; il doit tourner le pignon de manière à ce que l'écartement des cylindres diminue graduellement et à chaque passage. Les feuilles ne devant pas être réchauffées une seconde fois, ce laminage doit être fait avec une grande rapidité; la manœuvre des paquets est assez difficile quand les feuilles ont déjà été allongées, surtout pour les deux aides qui doivent repasser le paquet au chef lamineur par-dessus le cylindre supérieur. Il ne faut pas que la durée dépasse

1. Le minerai contenant un peu de galène, le zinc est un peu plombeux, mais le plomb se rassemble assez vite dans la fusion au fond du bassin; les derniers lingots puisés à la cuiller ne peuvent pas être laminés, ils sont mis de côté et vendus tant bien que mal.

un quart d'heure. Les feuilles d'un paquet sont passées entre les cylindres un nombre de fois d'autant plus grand que leur épaisseur doit être plus petite; ce nombre varie de 40 à 60.

Les feuilles terminées sont portées aux cisailles, et taillées aux dimensions déterminées. Elles vont ensuite aux magasins, où elles sont pesées, numérotées et timbrées.

La proportion des rognures est considérable; elle atteint 25 p. 100. Ces rognures sont jetées dans les bassins des fours de seconde fusion.

Je donne le tableau des numéros, dimensions et poids des feuilles de zinc demandées par le commerce. La longueur est invariable, 75 pouces ou 1^m,95 On n'emploie que deux largeurs : 31 pouces = 0^m,806 et 25" = 0,^{m}65. Pour chacune de ces deux largeurs, les numéros répondent à des épaisseurs et poids différents.

GRANDEUR.	NUMÉROS.	POIDS en liv. pruss.	POIDS en kilogram.	GRANDEUR.	NUMÉROS.	POIDS en liv. pruss.	POIDS en kilogram.
		liv.	kil.			liv.	kil.
Longueur..... 75" = 1^m,95. Largeur..... 25" = 0^m,65.	8	8 2/3	4,049	Longueur..... 75" = 1^m,95. Largeur..... 31" = 0^m,806.	7	8 1/4	3,853
	9	9 7/8	4,620		8	10 3/8	4,845
	10	11	5,137		9	12	5,604
	11	12 1/6	5,684		10	13 1/2	6,304
	12	13 1/8	6,131		11	14 1/8	6,598
	13	14 1/4	6,651		12	15 1/6	7,083
	14	15 3/8	7,180		13	16 3/8	7,647
	15	16 1/2	7,705		14	17 1/2	8,172
	16	17 1/3	8,095		15	18 3/8	8,581
	17	18 5/8	8,698		16	19 7/8	9,30
	18	19 3/4	9,232		»	»	»
	19	20 5/8	9,632		»	»	»
	20	22	10,274		»	»	»

FRAIS SPÉCIAUX DU LAMINAGE. — Je rapporterai les frais spéciaux de la seconde fusion et du laminage à 1,000 kil. de zinc laminé.

Main-d'œuvre	12^f,00
Houille pour la machine 1,450 kil..........	17 ,40
Id. pour fusion et réchauffage, 332 kil..	3 ,98
Réparations............................	13 ,27 [1]
Perte en zinc....	13 ,40
Somme des frais spéciaux...........	60 ,05

1. Ce nombre se rapporte à l'année 1845; il est plus élevé que pour les autres années, à cause de plusieurs accidents survenus aux engrenages du laminoir. Les frais spéciaux du laminage ne dépassent ordinairement pas 55 francs.

Le prix de revient du zinc laminé, en n'ayant égard qu'aux frais spéciaux est de 327f,99.

On a laminé à Stolberg, en 1844,		500 tonnes.
—	— en 1845,	1,000

Le matériel actuel de l'usine permettrait d'en laminer 1,800 tonnes. Il est probable que ce nombre sera bientôt atteint malgré la concurrence que vont faire à l'usine les sociétés pour le traitement des minerais de zinc qui se forment actuellement en Prusse, notamment à Stolberg même.

Le zinc laminé à l'usine Saint-Henri est vendu à raison de 820 francs la tonne métrique dans la Prusse rhénane et en Hollande

La plus grande partie du zinc brut en lingots, non laminé à Stolberg, est transportée au laminoir de Thierceville, puis vendue à Paris. Le transport se fait par terre jusqu'à Maëstricht. Là le zinc est embarqué et conduit à Rouen par la Meuse et les canaux, la mer et la Seine; de Rouen, il est chargé sur des voitures et amené au laminoir.

Les frais de ces transports sont (par tonne métrique) :

De Stolberg à Maëstricht................	14 fr.
De Maëstricht au laminoir........	18
En somme	32

L'usine de Thierceville comprend deux laminoirs mus par des roues hydrauliques. Les frais de laminage y sont à peu près les mêmes qu'à Stolberg. Les frais de transport du zinc laminé, de Thierceville à Paris, sont de 30 francs.

Le prix de revient du zinc laminé, à Paris, en ne considérant toujours que les frais spéciaux, peut être détaillé comme suit :

	fr.
Zinc brut[1].....................	281,337
Transport à Thierceville..........	33,600
Frais de laminage...............	46,600
Transport à Paris...............	30,000
Prix de revient............	391,537

Le prix de vente à Paris est de 800 francs par tonne.

BÉNÉFICE. — Le bénéfice fait par tonne de zinc est, d'après ces nombres :

	fr.
Pour le zinc laminé à Stolberg............	492,010
Pour le zinc laminé en France............	408,463

Et le bénéfice total pour 1,000 tonnes laminées à Stolberg et 2,000 tonnes

1. J'ai reporté dans la valeur du zinc brut la perte dans la seconde fusion et le laminage : ce métal perdu doit en effet être transporté.

en France, de 1,309,936 fr.; mais il ne faut pas oublier que les frais généraux sont compris dans ce nombre, et qu'on peut les évaluer à 300,000 francs.

La production du zinc sur le continent tend à s'accroître très-rapidement. Les bénéfices énormes réalisés par les sociétés de la Vieille-Montagne et de Stolberg ont donné l'éveil aux spéculateurs; des sociétés nouvelles se sont formées récemment pour l'exploitation et le traitement du minerai de zinc sur les bords de la Meuse, sur les bords du Rhin, et même à Stolberg. Des travaux de recherches sont de nouveau dirigés en France, dans l'Aveyron et dans le Gard; mais ils n'ont pas jusqu'à présent, conduit à la découverte de gîtes importants. Les usines déjà en activité font tous leurs efforts pour augmenter le nombre de leurs fours, et profiter du haut prix auquel le zinc s'est maintenu depuis quelque temps.

Le traitement de la blende a été entrepris avec succès dans plusieurs usines et il est bien prouvé maintenant que si certains minerais sulfurés ont donné et donnent de mauvais zinc, on doit l'attribuer soit à l'imperfection du traitement, soit à la présence, dans la blende, de matières étrangères et nuisibles, l'arsenic ou l'antimoine.

VOYAGE EN HONGRIE

EXÉCUTÉ EN 1851

PAR MM. RIVOT & DUCHANOY,

INGÉNIEURS DES MINES.

INTRODUCTION.

La Hongrie, la Transylvanie et le Banat, actuellement annexés à l'empire d'Autriche, offrent aux ingénieurs et aux historiens des sujets d'étude des plus remarquables.

L'exploitation des mines d'or, d'argent, de plomb, de cuivre, etc., commencée dès le huitième siècle, continuée presque sans interruption dans plusieurs localités, abandonnée et reprise successivement dans d'autres, au milieu des bouleversements inouïs qu'ont éprouvés ces contrées, présente en ce moment, après de longues années de tranquillité, l'ensemble le plus curieux qu'un ingénieur puisse visiter.

A Schemnitz, Kremnitz, Neusohl, Libethen, dans la basse Hongrie, on peut étudier une exploitation traditionnelle continuée presque sans interruption pendant des siècles, ainsi que la préparation mécanique et le traitement métallurgique lentement perfectionnés des minerais aurifères et argentifères.

Schmöllnitz, dans la haute Hongrie; Orawicza, Szaska, dans le Banat, offrent les exemples de mines de cuivre très-pauvres et d'un traitement métallurgique tout spécial, l'amalgamation du cuivre noir.

Nagybánya, Kapnik, Felsöbánya, sur la limite occidentale de la Transylvanie, possèdent des mines d'or, d'argent, de plomb, de cuivre, dans lesquelles des travaux anciens, d'un développement gigantesque, sont accusés par les explorations entreprises depuis plus d'un siècle. Les minerais extraits, en partie des vieux travaux, en partie des massifs et des filons vierges, sont traités dans plusieurs usines importantes qui suivent une méthode différente de celle de la basse Hongrie.

Les mines d'or de la Transylvanie, à Zalathna, etc., livrent annuellement des produits d'une valeur considérable.

De nombreuses usines à fer, dans la haute et la basse Hongrie, la Transyl-

vanie et le Banat, à Libethen, Theissholz, Dyosgyor, Strumbuli, Bogschau, Schmöllnitz, Vayda-Hunyad, Reschicza, produisent ensemble plus de 330,000 tonnes de fonte.

Schmöllnitz et Zalatna possèdent des mines de mercure dont l'importance n'est pas encore bien constatée.

Le sel gemme forme des dépôts d'une énorme puissance sur les bords de la Maros, en Transylvanie; les mines de Marosujvar sont certainement les plus belles et les plus curieuses du monde entier.

Le combustible est fourni par les forêts qui couvrent encore presque toutes les montagnes, par les bassins houillers de la basse Hongrie et par celui de Steierdorf (Banat)[1].

Nous pourrions citer encore les gisements d'opale de la haute Hongrie, les mines d'alun, les mines de nickel et de cobalt des environs de Schmöllnitz, dont les Anglais achètent les produits, etc.

Pour comprendre l'état actuel des mines et des usines, il faut avoir réfléchi sur les invasions, les guerres, les révolutions qui ont ravagé périodiquement ces contrées, qui ont dû interrompre presque partout les travaux commencés à diverses reprises et anéantir souvent jusqu'aux traditions.

Parmi les faits historiques les plus importants, nous devons mentionner : l'établissement de la domination romaine au temps d'Auguste; les invasions successives des Goths, des Huns, des Gépides, des Ostrogoths, des Awars et enfin des Madgyares, auxquelles succéda une période de tranquillité relative sous le règne de saint Étienne, tranquillité bientôt suivie de révolutions, de guerres de succession, d'invasions nouvelles par les Mongols, les Ottomans et les Autrichiens.

Les travaux des mines, commencés probablement à l'époque de la domination romaine, ont dû être très-fréquemment interrompus par tous ces bouleversements, à l'exception de la contrée de Schemnitz, dans laquelle ils ont pu se continuer avec plus ou moins d'activité. Presque partout la reprise sérieuse des exploitations date seulement du dix-huitième siècle; elle est postérieure à l'annexion du royaume de Hongrie à l'empire d'Autriche, sous Marie-Thérèse.

Nous laisserons de côté les usines à fer, les mines de houille et de se gemme, et même les mines d'or de Zalatna, que des inondations nous ont empêchés de visiter.

Plusieurs mémoires importants ont été déjà publiés dans les *Annales des mines*, sur la Hongrie, par MM. Gruner, de Chancourtois, Pache, etc. Nous

1. Pour mieux constater l'importance des productions minérales de la Hongrie, de la Transylvanie et du Banat, nous donnons dans la note I placée à la fin de notre mémoire le tableau général de la production de toutes les usines pour l'année 1847.

aurons soin de renvoyer le lecteur à ces mémoires toutes les fois que les opérations qu'ils ont décrites n'auront pas été modifiées.

Le dernier travail sérieux publié en France sur la géologie de la Hongrie est le voyage de M. Beudant (1823). L'auteur a consigné dans son excellent ouvrage une foule de renseignements précieux pour les voyageurs et pour les savants, et dont notre rapide excursion nous a permis de constater l'exactitude et l'utilité. C'est à ce livre qu'il faut avoir recours pour étudier la géologie de la Hongrie.

Aperçu géologique. — Nous nous bornerons à rappeler le rôle spécial de la formation trachytique avec laquelle les gisements aurifères et argentifères sont toujours en relation.

Les trachytes, accompagnés de grünstein porphyr, de syénite et de basalte, se trouvent à Schemnitz, à Kremnitz, au Sud de Kaschau, à Nagybánya, dans le Banat.

Dans toutes ces localités, la syénite et le grünstein paraissent antérieurs aux trachytes qui les entourent complétement, comme cela se voit parfaitement, dans la contrée de Schemnitz.

Le grünstein repose sur le gneiss et le granite, tandis que les trachytes sont recouverts, soit par le terrain houiller à Herrengrund, Libethen, Zalatna, soit immédiatement par le terrain tertiaire et la molasse, comme à Schemnitz.

Le grünstein présente un mélange en proportions variables de feldspath et d'amphibole, et presque toujours de calcaire, dont la présence est indiquée par l'effervescence que produisent les acides. La pyrite de fer, en mouches ou en petits cristaux, est disséminée dans la roche en assez grande abondance, surtout dans le voisinage des filons. La présence de ce minéral paraît contribuer à rendre la roche facilement altérable par les agents atmosphériques, et cette altération établit une ressemblance frappante entre les filons de l'Auvergne et ceux de la Hongrie.

Le trachyte se présente sous des aspects très-variés, depuis le trachyte ordinaire jusqu'aux conglomérats et aux roches poreuses et scorifiées qui paraissent terminer partout la formation.

Les basaltes forment ordinairement des montagnes arrondies, qui présentent rarement la division columnaire, si remarquable sur les bords du Rhin et dans d'autres localités de l'Europe.

Les filons métallifères sont en général dans le grünsteien et ne pénètrent nulle part dans les basaltes. A Schemnitz, ils s'arrêtent aux trachytes; à Nagybánya, Felsöbánya, Kapnik, Orawicza, ils sont quelquefois dans le trachyte, ou à la séparation du grünstein et du trachyte, et se montrent aussi riches dans tous les terrains.

Nous indiquerons dans la description des différents districts métallifères les aspects variés sous lesquels se présentent les filons.

Un séjour de trois mois à peine dans ces contrées, pendant l'année 1851, nous a permis de recueillir sur les principales mines et usines des renseignements qui peut-être ne paraîtront pas dépourvus d'intérêt.

Nous nous bornerons à donner un aperçu de la situation des principales mines de cuivre, plomb, or et argent de Schemnitz, Nagybánya, Kapnik, Felsöbánya, Orawicza; nous y joindrons un résumé des opérations de la préparation mécanique employée pour enrichir les minerais d'or et d'argent.

Nous décrirons ensuite avec quelque détail les méthodes différentes de traitement métallurgique des minerais de cuivre, plomb, or et argent.

Notre mémoire sera divisé en deux parties: dans la première, nous traiterons des mines et de la préparation mécanique; la seconde sera consacrée aux usines.

PREMIÈRE PARTIE.

Des mines d'or et d'argent et de la préparation mécanique.

Nous décrirons aussi brièvement que possible la situation actuelle des mines de la contrée de Schemnitz, celles de Nagybánya, Felsöbánya et Kapnik, et enfin celles d'Orawicza dans le Banat. Nous insisterons spécialement sur la contrée de Schemnitz, dans laquelle les filons sont mieux connus.

Schemnitz.

L'administration supérieure de Schemnitz comprend un district très-étendu, dans lequel l'exploitation des mines remonte au moins au onzième siècle, et même au huitième, d'après quelques traditions.

Les filons sont exploités à Schemnitz, Windschacht, Dülln, Hodritsch, et plus loin, à Czarnowitz, Kremnitz, Neusohl, Altsohl, Libethen, etc... Nous considérerons seulement les mines situées dans le voisinage immédiat de Schemnitz, parce que ce sont les plus importantes, et parce qu'elles suffisent pour faire connaître la nature des gisements.

Position géologique. — Les filons se trouvent tous dans une roche verte, nommée par les Allemands grünstein porphyr, composée principalement de feldspath et d'amphibole, entourée de toutes parts par le trachyte, qui lui-même est recouvert par les terrains tertiaires. Au centre de la formation de

grünstein s'élève une montagne basaltique isolée, sur les flancs de laquelle s'appuie la roche porphyrique.

Le trachyte repose sur le grünstein; il forme un anneau elliptique, allongé du S.-O. au N.-E., dont le grand axe n'a pas moins de 80 kilomètres. La bande de trachyte a une largeur considérable et présente toutes les variétés, les perlites, les roches poreuses et scorifiées, les trachytes porphyriques et les porphyres trachytiques presque argileux.

Les filons, nombreux dans le grünstein, n'ont pas encore été trouvés productifs dans le trachyte, et ne pénètrent pas dans le basalte. Ils sont presque tous parallèles, et présentent des veines détachées, plus ou moins écartées au toit et au mur, et quelquefois plus riches que les filons eux-mêmes. Rarement la séparation des filons de la roche encaissante est nettement accusée par des salbandes : presque toujours le grünstein est fortement imprégné de pyrite de fer et altéré au contact. L'altération est souvent complète et la roche porphyrique prend une consistance argileuse jusqu'à la distance de trois à quatre mètres.

Filons principaux. On exploite un groupe de sept filons principaux, à peu près parallèles, dirigés sur l'h. 3, espacés de 300 à 600 mètres les uns des autres.

En marchant du Sud au Nord on les rencontre dans l'ordre suivant :

1° Le Grünergang, ou le Franz-gang, dans lequel les travaux ont été commencés seulement au dix-huitième siècle, mais qui a produit des richesses considérables;

2° Le Stephangang, découvert à peu près en même temps que le premier;

3° Le Johanngang, plus anciennement connu, mais moins important;

4° Le Spitalergang, ou Hauptgang, filon principal de Schemnitz;

5° Le Biebergang, autrefois très-important et maintenant peu productif;

6° Le Theresiengang;

7° Le Ochsenkopfgang.

Un huitième filon, d'une direction entièrement différente, le Wolfsgang, est connu seulement entre le Biebergang et le Spitalergang, et paraît avoir été coupé et rejeté par ces deux filons.

En avançant plus au Nord, à Hodritz, on rencontre un nouveau système, composé de cinq filons à peu près parallèles, mais moins productifs et moins importants que ceux de Schemnitz. Nous considérerons seulement ces derniers.

Spitalergang. — Le filon principal, le Spitalergang, est connu maintenant sur une longueur de plus de 5,000 mètres; il s'étend à l'Ouest jusqu'à Windschacht, et à l'Est bien au delà de Schemnitz.

Sa puissance est variable, de 4 à 7 mètres; son inclinaison vers le Sud est de 50° près de Schemnitz; elle atteint 70° auprès de Windschacht.

La partie occidentale du filon contient seulement du minerai d'argent, tandis que la partie orientale renferme beaucoup de galène: le même phénomène s'observe dans les autres filons; aussi peut-on distinguer deux régions différentes: celle de Schemnitz, dans laquelle les filons contiennent du plomb; celle de Windschacht, dans laquelle la galène est fort rare et pour ainsi dire accidentelle.

Cette division en deux régions, l'une plombeuse, l'autre argentifère, cessera peut-être d'être applicable, quand les travaux auront été poussés à une plus grande profondeur, parce que la galène devient plus abondante dans les niveaux inférieurs dans presque tous les filons, et paraît devoir dominer à l'Ouest aussi bien qu'à l'Est.

Dans la région plombeuse, le Spitalergang, exploité jusqu'à la profondeur de 240 mètres, contient comme masse de remplissage, une roche feldspathique, très-facilement altérable à l'air, plus quartzeuse que le grünstein porphyr, avec des veinules de calcaire spathique, disposées par places en salbandes. Il renferme comme matières minérales : de la galène à facettes plus ou moins grandes, disposées en veines, en veinules, en mouches, de la pyrite de fer, de la blende, de la pyrite de cuivre, du cuivre gris; du quartz compacte, coloré en rouge par de l'oxyde de fer, et contenant toujours un peu d'or natif : c'est le zinnöpel des minéralogistes allemands.

Aucune de ces substances ne forme des zones parallèles; elles sont toutes irrégulièrement réparties dans la masse du filon.

Au puits Sigismond, foncé auprès de Schemnitz, du côté de Windschacht, et vers la partie moyenne du filon, intermédiaire entre les deux régions, plombeuse et argentifère, le Spitalergang a présenté aux niveaux supérieurs une assez grande abondance de minerais d'argent, tandis qu'aux étages inférieurs la galène est dominante. Le filon a une puissance de 5 à 7 mètres; son remplissage est toujours une roche feldspathique facilement altérable à l'air, contenant des veines nombreuses de quartz saccharoïde, de baryte sulfatée blanche, de spath calcaire. Les veinules de calcaire se trouvent principalement au toit; elles sont assez écartées les unes des autres et réunissent au filon des masses considérables de la roche encaissante, imprégnée de pyrite. La galène et la blende sont les espèces minérales les plus abondantes; les minerais d'argent et le zinnöpel ne se montrent guère dans ces profondeurs et ne descendent pas jusqu'au niveau de la grande galerie d'écoulement de Joseph II, à 376 mètres au-dessous de l'orifice du puits Sigismond.

A Windschacht le filon principal est exploité jusqu'à une profondeur de plus de 300 mètres; il présente une masse feldspathique, avec veinules de

quartz, de baryte sulfatée et de spath calcaire; il renferme, comme matières utilisables, différentes espèces minérales souvent argentifères, disséminées en mouches, et plus rarement en veinules dans la roche feldspathique. La galène et la blende ne sont encore qu'accidentelles au niveau de la galerie de Joseph II. L'exemple du puits Sigismond fait craindre qu'à une profondeur plus grande, les minerais d'argent ne soient remplacés par de la galène.

Biebergang. — Le filon le plus important après le Spitalergang, par les richesses énormes qu'il a produites, bien plus que par sa valeur actuelle, est le Biebergang, au Nord du précédent, à la distance de 385 mètres. Il est dirigé entre l'h. 2 et l'h 3, et plonge vers le Sud sous un angle de 45 à 50°. Il a été exploité jusqu'à la profondeur de 422 mètres et sur plus de 6,000 mètres de longueur. Ce filon est remarquable à plus d'un titre, d'abord par son énorme puissance, qui dépasse en certains points 40 mètres, et n'est jamais inférieure à 20 mètres; en second lieu, par son mode de remplissage et la richesse des minerais d'argent qu'il a livrés.

Il renferme des minerais d'argent un peu aurifères, disséminés en veines très-irrégulières dans une roche feldspathique, facilement altérable aux agents atmosphériques et prenant une consistance argileuse. Du côté de Schemnitz on a rencontré des veines de quartz et un peu de galène, mais en proportion bien moindre que dans le Spitalergang.

Les veinules de minerais se sont présentées vers le toit avec une certaine continuité, tandis qu'elles ont offert dans le reste de la masse l'irrégularité la plus grande. A la profondeur de la galerie d'écoulement de Joseph II, le Biebergang est à peu près improductif.

Wolfsgang. — Entre les deux filons précédents, et vers l'Ouest, à Windschacht, on exploite le Wolfsgang, dont la direction diffère de celle des deux autres; il est dirigé sur l'h. 6, et plonge à l'Ouest sous un angle de 70 à 80°.

On ne connait pas exactement ses relations avec le Spitalergang; mais il est certainement coupé et rejeté par le Biebergang.

Il est formé de plusieurs veines quartzeuses et calcaires, présentant de nombreuses géodes tapissées de cristaux de quartz, souvent colorés en violet et criblés de petites cavités contenant de l'eau.

La veine principale est accompagnée à une faible distance au toit et au mur, de deux veines secondaires, également quartzeuses et peu productives.

La grande dureté du Wolfsgang et de la roche encaissante est un caractère distinctif de ce filon, qui peut-être appartient à un système de filons parallèles, jusqu'à présent peu exploré.

Theresiengang. — Le filon Thérèse, à 200 mètres au Nord du Biebergang,

dirigé sur l'h. 3, plongeant vers le Sud sous un angle de 75 à 80°, a été reconnu et en grande partie exploité sur une longueur de 4,700 mètres en direction et jusqu'à une profondeur de 400 mètres. Il est peu puissant et généralement très-quartzeux.

Les parties supérieures ont produit des minerais d'argent très-riches, tandis qu'à la profondeur de la galerie de Joseph II la galène paraît devenir la matière minérale dominante.

Ochsenkopfgang. — Nous ne ferons que citer le nom de ce filon, le plus septentrional de ceux reconnus dans la contrée de Schemnitz, parce qu'il a été un peu productif seulement dans les niveaux supérieurs, et qu'on a dû abandonner son exploitation à la profondeur de 200 mètres.

Johanngang. — A 270 mètres au Sud-Est du Spitalergang se trouve le filon Johann, dirigé sur l'h. 3, plongeant vers le Sud sous un angle de 60°. Il a été reconnu sur une longueur considérable, et les travaux d'exploitation ont été poussés en profondeur jusqu'au niveau de la grande galerie d'écoulement.

Dans les parties supérieures, il contenait principalement des minerais d'argent très-riches, disséminés en veinules dans une roche feldspathique très-altérée, presque argileuse, accompagnée de veines calcaires. Dans la profondeur, la galène pauvre en argent devient de plus en plus abondante, et l'exploitation n'est plus aussi productive qu'elle l'a été autrefois.

Stephangang. — Une grande distance (environ 1,000 mètres) sépare le filon Johann du Stephangang, situé plus au Sud : ce dernier est dirigé sur l'h. 3, et plonge vers le Nord. Il est composé de cinq veines métallifères, dont l'écartement assez irrégulier produit par places des renflements considérables. Sa puissance rapportée à l'ensemble des cinq veines, considérées comme formant un seul filon, est variable entre 10 à 25 mètres.

Le Stephangang est bien plus riche dans sa partie occidentale que dans sa partie orientale ; aux niveaux supérieurs, il a présenté des veines argentifères extrêmement riches, tandis que dans la profondeur la galène et la blende deviennent plus abondantes et paraissent exclure les espèces minérales de l'argent.

La pyrite de fer est très-abondante dans ce filon, et la roche encaissante, comprise entre les différentes veines, contient également une forte proportion de ce minéral.

On a retiré des parties supérieures du Stephangang des richesses énormes, et pendant plusieurs années la production ne s'est pas élevée à moins de 100 kil. d'argent par semaine, chiffre que les travaux actuels sont bien loin d'atteindre.

Grunergang. — Le dernier des filons de la contrée de Schemnitz, le Grünergang, est éloigné de 400 mètres environ du précédent; il est dirigé sur

l'h. 2 à 3 et plonge vers le Sud de 70 à 80°. Il a une puissance variable de 2 à 4 mètres, en raison du plus ou moins d'écartement des veines dont il se compose. La roche encaissante qui sépare ces veines est fortement imprégnée de pyrites, et très-facilement altérable à l'air.

Le Grünergang contient du calcaire spathique, de la baryte sulfatée et une roche feldspathique argileuse très-chargée de pyrites. Il renferme des mouches et des veinules de minerais d'argent, disséminées dans la roche argileuse avec la plus grande irrégularité, toujours accompagnées de quartz blanc laiteux et de pyrite de fer.

Les minerais se présentent ordinairement dispersés en petites colonnes, de 1 mètre à $1^m,50$ en direction, très-difficiles à suivre et à retrouver en profondeur.

A l'Est et à l'Ouest, le Grünergang présente deux bifurcations symétriques qui pourraient faire supposer le croisement sous un angle très-aigu de deux filons distincts, accompagnés chacun de veines du toit et du mur.

L'ensemble de toutes les veines présente une richesse bien plus grande vers l'Ouest, dans la partie exploitée par le gouvernement, que vers l'Est, dans la partie concédée à des particuliers.

La blende et la galène n'ont pas encore été trouvées en masses un peu considérables dans le Grünergang.

Nous devons encore faire mention d'un filon situé plus au Sud, très-rapproché des trachytes, et auquel on a donné le nom de Johann Nepomuck. On l'a exploré sur une certaine étendue, mais bientôt les travaux ont été suspendus par suite de la stérilité presque complète du filon.

Historique. — Nous devons à l'obligeance de M. Faller, ingénieur chargé de la géométrie souterraine du district de Schemnitz, des renseignements curieux sur les phases diverses de l'exploitation des mines; nous en donnerons un résumé succinct.

L'exploitation des mines a été commencée en l'année 735, suivant une tradition assez vague, par des mineurs allemands, auxquels on attribue également la construction de la ville de Schemnitz. Les travaux ont été faits dans le principe par des particuliers, et l'État n'est intervenu que sur la fin du XVIe siècle (1587). Maintenant les particuliers ne possèdent plus qu'un très-petit nombre de concessions qu'ils exploitent sous la direction des ingénieurs du gouvernement autrichien.

En 1494 et en 1509, l'abondance des eaux et l'approfondissement des travaux ont déterminé l'ouverture de deux galeries d'écoulement : l'une à Hodritz, nommée Ladislas erbstollen (galerie de Ladislas); l'autre à Schemnitz, la Bieber erbstollen.

Un peu plus tard, en 1549, on ouvrit à Schemnitz une galerie d'écoulement

un peu plus profonde, la Dreyfaltigkeit erbstollen (galerie de la Trinité), et on prolongea jusqu'à Schemnitz la galerie de Ladislas, sous le nom de Kaiser Franz erbstollen (galerie de l'Empereur François). Ce travail a été terminé seulement en 1765.

Au commencement du XVIIIe siècle, avant l'achèvement de cette longue galerie, les eaux étaient devenues tellement abondantes à Schemnitz que leur épuisement exigeait 1,000 hommes et 384 chevaux. La richesse des filons ne répondait pas aux frais énormes que nécessitait l'épuisement, et l'administration supérieure avait déjà donné l'ordre (1710) de suspendre tous les travaux, quand M. le oberkunstmeister Hell obtint, à force d'instances, un dernier subside de 30,000 florins, avec lesquels il put établir ses machines à colonne d'eau.

Son génie et sa persévérance parvinrent à sauver les mines de Schemnitz d'un complet abandon.

La galerie de l'Empereur François, poussée d'abord jusqu'à Schemnitz seulement, a été reprise dans la vallée de Ribnik, vers la fin du XVIIIe siècle, par le puits François (Franzchacht) et a coupé plusieurs veines, les unes stériles, les autres métallifères. Les plus importantes sont les filons nommés Stephangang et Grünergang, dont les niveaux supérieurs ont livré des richesses immenses.

Les machines à colonne d'eau établies par l'ingénieur Hell aux puits Sigismond, Andreas, Amalia, Léopold, et les galeries d'écoulement devinrent bientôt insuffisantes pour épuiser les eaux à la profondeur toujours croissante des travaux; il fallut commencer, en 1782, une nouvelle galerie qui porte maintenant le nom de l'Empereur Joseph II, k. Joseph II erbstollen; son orifice est dans la vallée de la Gran, à plus de 14,000 mètres du puits Sigismond, vers lequel elle est dirigée. Au mois d'août 1850, on avait déjà terminé 8,700 mètres environ, à l'aide de plusieurs puits intermédiaires et en dépensant 2,112.016 florins (5,280,000 francs), soit plus de 500 francs par mètre courant.

Cette longue galerie sera terminée dans dix ans au plus tôt, si les travaux sont poussés avec activité. Dans cet intervalle de nouvelles machines à colonne d'eau seront établies, et l'exploitation de tous les filons pourra être portée jusqu'à la profondeur de 450 mètres au moins.

Pour l'intelligence de ce qui précède, nous ajouterons quelques détails sur les différentes galeries d'écoulement.

La plus ancienne, Bieber erbstollen, a près de 6,000 mètres de longueur; elle a permis d'exploiter près de 200 mètres en profondeur dans les mines de Schemnitz.

La galerie de la Trinité, Dreyfaltigkeit erbstollen, est à 45 mètres plus bas

que la précédente ; elle s'étend depuis Schemnitz jusqu'au puits Siglisberg, de Windschacht.

La longue galerie de l'Empereur François, k. Franz erbstollen, doit son nom actuel à la visite des mines que fit à Schemnitz l'empereur François en 1751. Son orifice est à Hodritz; elle est poussée bien au delà de Schemnitz et présente un développement total de 33,000 mètres, en comprenant toutes les ramifications vers les différentes exploitations. Les travaux commencés en 1494 n'ont été terminés qu'en 1765.

Cette galerie est à 95 mètres plus bas que celle de la Trinité, et à 139 mètres au-dessous du sol de la Bieber erbstollen.

Enfin la dernière galerie, commencée en 1782, la k. Joseph II erbstollen, dont l'orifice est auprès du village de Wohnitz, dans la vallée de la Gran, est à 137 mètres en contre-bas de celle de l'empereur François, soit à 276 mètres de la plus ancienne galerie.

A ces immenses travaux souterrains, il faut ajouter encore ceux faits à la surface, les étangs et les canaux, qui servent à emmagasiner les eaux superficielles et à les conduire, soit aux machines d'épuisement, soit aux ateliers de préparation mécanique.

La somme des longueurs des canaux dépasse 60,000 mètres.

Préparation mécanique. — Avant de faire connaître la production actuelle des mines de Schemnitz, nous décrirons rapidement le mode de préparation mécanique des minerais [1].

Les mines produisent plusieurs espèces de minerais ; on doit distinguer :

1° La galène un peu argentifère accompagnée de quartz, de calcaire, de baryte, d'une roche feldspathique, plus ou moins altérée et imprégnée de pyrite de fer;

2° Les minerais spécialement argentifères, qui se présentent en mouches ou en veinules, disséminés dans une gangue feldspathique, quartzeuse et pyriteuse ;

3° Le quartz aurifère, ou cinnople, ordinairement mélangé avec les autres espèces et surtout avec la première.

La préparation mécanique à laquelle ces minerais doivent être soumis a été installée dans le but spécial d'enrichir les minerais d'argent et de retirer une grande partie de l'or contenu dans les minerais ; elle devra subir, dans un avenir plus ou moins éloigné, des modifications assez importantes résultant de l'abondance croissante des minerais de plomb dans la profondeur

1. Nous renvoyons pour le détail des appareils au mémoire publié par M. Pache dans les *Annales des mines*, 4e série, tome X, page 595, et à la publication récente de M. Rittinger, sur l'appareil nommé spitzkasten.

de presque tous les filons. Nous n'avons pas du reste à nous occuper ici de cette question.

CASSAGE ET TRIAGE. — Les minerais amenés au jour sont divisés en menus et en minerais. Ces derniers sont cassés en morceaux assez petits pour qu'on puisse en faire un triage, d'après leur nature et leur qualité.

Ces opérations produisent :

1° Des minerais bons à fondre, de plomb, d'argent, d'or;

2° Des minerais de bocard, en morceaux, séparés également en minerais de plomb, minerais d'argent, minerais spécialement aurifères ;

3° Des menus provenant du cassage, et pour lesquels on adopte encore, d'après leur provenance, la distinction de menus, plombeux, argentifères ou aurifères ;

4° Des morceaux stériles qui peuvent être jetés.

Le stérile provient principalement du triage des minerais qui contiennent la galène comme seule matière utilisable. Ceux qui renferment du cinnople et les espèces minérales de l'argent, ordinairement disséminées en particules très-fines dans la gangue, ne donnent pas de stérile, et les matières extraites doivent passer toutes à la préparation mécanique.

MINERAIS BONS A FONDRE. — Les minerais riches de plomb et d'argent sont traités séparément dans des ateliers voisins des aires de cassage et de triage. Ils sont écrasés en grenailles assez fines pour passer facilement au traitement métallurgique.

Les minerais riches aurifères sont au contraire pulvérisés très-fin et soumis à l'amalgamation. On en retire par là une forte proportion de l'or contenu à l'état métallique ; les résidus sont envoyés à la préparation mécanique en même temps que les minerais aurifères pauvres.

MINERAIS DE BOCARD. — Les menus des mines, les menus du cassage, les minerais de bocard en morceaux, sont expédiés aux ateliers de préparation mécanique, dans lesquels on doit retirer les matières utilisables.

Les ateliers sont souvent fort éloignés des mines ; leur emplacement a été déterminé par un assez grand nombre de considérations : la possibilité de se procurer les eaux motrices et les eaux nécessaires au lavage ; la nécessité de répartir le travail dans toute l'étendue du pays et de donner de l'ouvrage aux habitants à peu de distance de leurs villages, etc.

Cet éloignement des ateliers de préparation mécanique des exploitations occasionne des frais de transport très-élevés, et qui influent notablement sur le prix de revient du minerai bon à fondre.

Chaque bocard reçoit, autant que possible, la même qualité de minerais pauvres à enrichir, afin que le travail et les résultats soient plus réguliers.

Appareils. — Les appareils employés dans les différents ateliers dépendent de la nature des minerais à traiter : ceux qui ne reçoivent pas de minerais aurifères comprennent seulement : un bocard, des labyrinthes, des tables à secousses ou des tables dormantes. Quelques-uns ont en outre des bassins de dépôt et de longues tables analogues à celles employées au Harz et nommées kehrheerdé.

Les ateliers qui traitent des minerais aurifères ont des appareils spéciaux pour retirer l'or, des moulins à or, et des caissons à or (goldmühlen et goldlutten). Tous ces appareils ont été décrits par M. Pache, dans le mémoire précédemment cité.

M. Rittinger, maintenant directeur général de la préparation mécanique dans tout l'Empire autrichien, a fait établir dans plusieurs ateliers des appareils nouveaux, adoptés déjà dans d'autres pays, au Harz et en Prusse, pour remplacer les labyrinthes. Nous n'avons pas besoin d'insister sur ces appareils, que M. Rittinger a décrits dans une publication spéciale, et dont la disposition générale a été donnée récemment dans les *Annales des mines* [1].

Opérations. — Nous nous bornerons à l'exposition rapide de la série des opérations.

Plusieurs des filons, notamment le Grünergang, livrent des minerais tellement argileux, qu'il faut, avant de les bocarder, les soumettre à un débourbage.

L'opération est faite dans un grand trommel à doubles parois coniques, de l'invention de M. Rittinger, et qui diffère essentiellement de ceux adoptés en Silésie et à Stolberg [2].

Après le débourbage, les minerais, débarrassés de la masse argileuse, sont traités comme ceux pour lesquels cette opération préliminaire est inutile.

Nous prendrons pour exemple des minerais aurifères, qui exigent les opérations les plus compliquées.

Les minerais sont d'abord bocardés très-fin, sous l'eau, conduits ensuite dans les moulins à or et sur des toiles inclinées qui retiennent une partie de ce métal. Les matières qui sont arrêtées par les toiles doivent être soumises à une opération spéciale sur le caisson à or. Dans les moulins le métal précieux est partiellement retenu par le mercure, qu'il faut soumettre au bout d'un certain temps à la distillation.

A la sortie des moulins, les sables et schlamms sont conduits dans les

1. Préparation mécanique des minerais de plomb au Harz, par M. Rivot. — *Annales des mines*, 1851.

2. Voir le Mémoire déjà cité de M. Pache.

appareils de classification, labyrinthes ou spitzkasten, et enfin dans des bassins de dépôt.

On produit par là quatre classes de sables et schlamms qui sont enrichis séparément sur des tables à secousses ou sur des tables dormantes.

La concentration sur les tables donne des schlichs aurifères qui passent en partie au caisson à or (goldlutten).

Revenons maintenant sur chacune de ces opérations.

1° Bocardage. — Tous les minerais sont bocardés sous l'eau et réduits en sables fins sous des pilons très-lourds.

Ce mode de bocardage produit beaucoup de schlamms, et par suite est une des causes principales de la perte énorme en métaux que fait éprouver la préparation mécanique.

Il est cependant le seul qu'on puisse employer, au moins pour la plupart des minerais aurifères et argentifères. En effet, ces minerais contiennent en général l'or et l'argent, le premier surtout, disséminés dans la gangue en particules très-fines et presque indiscernables ; de plus, on a depuis longtemps reconnu indispensable de retirer la plus forte proportion possible de l'or par la préparation mécanique, à cause de la perte que produit le traitement métallurgique. D'après cela il est nécessaire de réduire tous les minerais aurifères en poudre extrêmement fine, afin de dégager les particules d'or et de les amener à un état sous lequel elles puissent être absorbées par le mercure des moulins.

Nous ne voulons pas discuter ici l'opportunité du bocardage à mort, appliqué à Schemnitz à tous les minerais ; nous avons eu seulement l'intention de montrer, par l'exemple des minerais aurifères, pour quelle raison ce mode de bocardage a été adopté.

2° Moulins. — Un moulin à or se compose de deux parties : la cuvette en fonte, dans laquelle on place le mercure ; la meule en bois armée de dents en tôle, horizontales et venant presque affleurer la surface du mercure en repos.

Les moulins sont conjugués, c'est-à-dire que les sables doivent passer successivement dans deux cuvettes, et par conséquent être mis deux fois en contact avec le mercure.

Les matières sortant de la poitrine des bocards, passent d'abord à travers une grille qui retient les brins de paille et de bois, sont conduites dans le premier moulin (en entrant par le milieu et sortant par le bec de la cuvette), passent ensuite dans le second moulin placé à un niveau un peu inférieur, et se rendent enfin sur les toiles inclinées.

Dans ce contact rapide avec le mercure, une partie seulement de l'or peut être retenue et former un amalgame ; le reste est entraîné par l'eau et les

sables. On a fait et on fait encore des expériences sur la disposition la meilleure à donner à ces appareils. On a essayé comparativement les grands et les petits moulins contenant 26 k. et 13 k. de mercure. Les petits moulins paraissent donner les meilleurs résultats, ou mieux retenir la plus forte proportion d'or, proportion qui ne dépasse pas 20 à 25 p. cent de l'or contenu dans les sables.

En présence de ces résultats on a dû faire une autre série d'expériences ayant pour but de constater l'avantage des moulins. On a préparé de fortes quantités de minerais, une partie avec ces appareils, une autre partie en faisant passer directement les sables du bocard sur les toiles. On a constaté un rendement supérieur en or, résultant de l'emploi des moulins, toutes les fois que les minerais essayés étaient notablement aurifères.

Les moulins fonctionnent sans interruption pendant un temps variable avec la richesse des minerais, de trois à quatre semaines. Au bout de ce temps, on enlève le mercure, on le soumet à une forte compression lans des sacs de toile, et enfin on distille le mercure de l'amalgame solide. La perte réelle en mercure est très-faible.

3° Toiles inclinées. — Les toiles inclinées sur lesquelles passent tous les sables en sortant des moulins, retiennent une nouvelle proportion d'or (10 à 15 p. cent au plus du métal contenu dans les minerais), et en même temps les sables les plus lourds; on les enlève une fois par jour et on les lave dans de grandes cuves. Le dépôt est enrichi au caisson à or, goldlutten, dont nous indiquerons plus loin le travail.

4° Classification. — Les sables et schlamms entraînent encore les deux tiers au moins de l'or des minerais, passent dans une série de canaux dont l'ensemble est connu sous le nom de labyrinthe, disposés de telle manière que le mouvement de l'eau devienne de plus en plus lent. On détermine par là le dépôt, d'abord des sables les plus gros et les plus lourds, ensuite des sables moyens, et enfin des sables fins et des schlamms. Les bassins de dépôt, placés dans quelques ateliers à la suite des labyrinthes, recueillent une certaine partie des schlamms les plus fins. Tout le reste est entraîné par l'eau et perdu.

La classification produite est nécessairement très-imparfaite, et les noms de gros sables, sables moyens, sables fins, ne peuvent s'appliquer que d'une manière relative.

Les spitzkasten de M. Rittinger produisent une classification plus parfaite, et surtout elles évitent, pour les sables arrivant du bocard, toute la main-d'œuvre que nécessitent l'enlèvement des sables disposés dans les canaux des labyrinthes et leur chargement sur la tête des tables. Il faut encore ajouter que les sables ne cessent pas d'être en suspension dans l'eau, et que, par

suite, ils arrivent sur les tables dans un état bien plus favorable à la séparation des matières.

Il paraît maintenant constaté que les spitzkasten sont supérieures aux labyrinthes; qu'elles diminuent les frais de la préparation mécanique, et donnent un rendement plus élevé en schlich.

Les bassins de dépôt ne sont reconnus utiles que pour les minerais riches. Les boues qu'on en retire sont tellement fines et légères, que la presque totalité est entraînée par l'eau, quand on cherche à les laver sur les tables. Des trois systèmes de tables employés à Schemnitz, les longues Kehrheerde paraissent les mieux appropriées au lavage des boues retirées des bassins de dépôt.

5° Lavage sur les tables. Tables a secousses. — Nous insisterons un peu sur le lavage des sables sur les tables à secousses et sur les tables dormantes, parce que ce mode de travail est en général peu connu en France.

Les tables à secousses, déjà décrites dans le mémoire de M. Pache, présentent des inclinaisons différentes pour les diverses grosseurs et qualités de sables : l'amplitude des oscillations principales et secondaires, la rapidité des mouvements, la quantité d'eau sont autant d'éléments qu'il faut déterminer, par expérience, suivant la nature des sables à laver; nous réunirons plus loin, dans un tableau, les principales dispositions adoptées à Schemnitz.

Nous conserverons le mot allemand de trübe pour désigner l'eau et les sables tenus en suspension qu'on fait arriver sur les tables, parce qu'il n'a pas son analogue en français.

Dans toutes les opérations on fait couler, avec plus ou moins de rapidité, la trübe sur les tables en mouvement régulier, sans que l'ouvrier touche aux matières qui coulent et se déposent, autrement que pour enlever les brins de paille ou de bois, les grumeaux qui altéreraient la régularité du dépôt. La séparation se fait donc seulement en raison du mouvement des tables et des densités et grosseurs différentes des grains. De cette absence de main-d'œuvre, résulte l'avantage économique des tables à secousses sur les tables dormantes.

On laisse la trübe couler pendant un temps assez long, variable avec la nature des sables, jusqu'à ce que la table soit entièrement remplie. La matière présente alors une épaisseur décroissante, de la tête au pied, et qui atteint de $0^m,15$ à $0^m,20$ vers la tête.

On arrête l'arrivée de la trübe et le mouvement de la table, et on attend que les matières déposées aient pris de la consistance. Le chef laveur vient alors enlever avec une pelle une tranche longitudinale, en ayant soin de former des prismes verticaux, à peu près égaux en dimensions horizontales

(0^m,16 de côté), et de les poser alternativement à droite et à gauche, et à côté de la place qu'ils occupaient avant d'être enlevés.

Il examine avec soin ces prismes, et décide, d'après leur apparence, à quelle opération ultérieure doivent être soumises les tranches transversales, dont chacun d'eux représente la nature.

Ces tranches sont enlevées et les matières mises en dépôt à des places différentes, jusqu'à ce que leur quantité soit assez grande pour qu'on puisse en faire une lavée spéciale.

En raison de cette manière d'opérer, on dit à Schemnitz qu'une, deux, trois... pellées d'une table passent à une autre opération. On veut dire par là qu'une tranche de 0^m,16, 0^m,32, 0^m,48..., sur toute la largeur de la table, est enlevée pour être portée à la même place de dépôt, en attendant qu'on puisse soumettre ces matières à une autre opération.

Première opération. — *Travail des gros sables provenant du premier labyrinthe ou de la première spitzkasten.* — Il faut environ six heures pour couvrir une table : on évalue à 24 q. mét. environ le poids des sables qui arrivent sur la table ; sur cette quantité, il en reste bien 15 à 18 ; les autres 8 à 9 q. mét. sont entraînés par l'eau et perdus.

La division de la matière déposée sur la table est ordinairement la suivante pour les minerais provenant du filon principal, dans la région de Schemnitz, et qui contiennent : pyrite de fer, galène, minerais d'argent, quartz aurifère, calcaire et roche feldspathique assez dure.

1° Près de la tête, deux pellées doivent être enrichies sur la table suivante nommée la vördere Heerd.

2° En descendant vers le pied, une pellée revient sur la même table dans une opération ultérieure.

3° Trois pellées devront être traitées pour schlich pyriteux.

Tout le reste vers le pied ne contient pas ordinairement des matières minérales utilisables ; on l'essaye à l'augette à main, et on le jette s'il est suffisamment pauvre.

On voit, d'après ces résultats, que le premier lavage écarte comme stériles plus des deux tiers des sables.

Seconde opération. — *Enrichissement à la première table, vördere Heerd, des deux premières pellées restées en tête dans le lavage précédent.* — Il faut environ quatre heures pour couvrir la table, et pendant ce temps on fait arriver 16 q. mét. environ de sables, dont la majeure partie reste sur la table.

La division des matières est la suivante :

1° Une et demie pellée est déjà du schlich plombeux, aurifère, qu'on traite au goldlutten pour en retirer l'or contenu. Quand on lave des minerais

non aurifères, ce schlich est bon à fondre et envoyé directement aux usines.

2° Les deux pellées suivantes sont encore du schlich plombeux rendant 40 à 42 p. 100 de plomb à l'essai, et ne contenant pas d'or. Il est envoyé aux usines sous la désignation de schlich plombeux de seconde qualité.

3° Une pellée doit revenir au travail sur la même table.

4° Ce qui reste jusqu'au bout de la table doit être lavé de nouveau pour schlich pyriteux. On considère comme stérile tout au plus la dernière pellée.

Dans cette seconde opération, on fait donc très-peu de stérile, un cinquième environ des sables amenés sur la table.

Troisième opération. — *Enrichissement pour schlich pyriteux des sables provenant des deux premières opérations.* — On fait arriver en six ou sept heures 20 à 22 q. mét. de sables; un quart environ est entraîné par l'eau hors de la table et perdu. On divise les matières de la manière suivante (toujours de la tête au pied) :

1° La première pellée est du schlich plombeux, aurifère; on l'envoie au goldlutten. Dans le cas de minerais non aurifères, ce schlich est considéré comme bon à fondre; on l'expédie aux usines.

2° Les deux pellées suivantes sont des schlichs pyriteux contenant encore assez de galène pour qu'on les soumette à un nouveau lavage, dans le but d'en retirer une certaine proportion de schlich plombeux.

3° Quatre pellées sont des schlichs pyriteux bons à fondre.

4° Deux pellées sont mises à part pour être repassées au même lavage.

5° Ce qui reste sur le bout de la table est considéré comme stérile après l'essai à l'augette à main.

On perd donc comme stérile près de la moitié des sables soumis à cette opération.

Quatrième opération. — *Enrichissement des schlichs pyriteux impurs donné (4°) par le lavage précédent.* — On fait arriver sur la table, en six ou sept heures, 15 à 16 q. mét. de schlichs pyriteux pauvres; l'eau en entraîne au plus un quart.

La division des matières restées sur la table est la suivante :

1° La première pellée est un schlich plombeux et pyriteux, dont on ne peut tirer parti qu'en l'envoyant aux usines pour être fondu. Il est en général pauvre en plomb, et ne rend pas à l'essai plus de 20 p. 100 de ce métal;

2° La seconde pellée contient aussi un mélange de galène et de schlich pyriteux, qu'il est avantageux de repasser sur la même table une seconde fois;

3° Les cinq pellées suivantes sont du schlich pyriteux bon à être envoyé aux usines;

4° Ce qui reste sur la table est essayé à l'augette, mais n'est pas considéré comme stérile : il revient ordinairement à la troisième opération.

On ne perd donc dans ce lavage que la petite quantité de sables qui sont entraînés par l'eau quand on fait arriver la trübe sur la table.

PRODUITS. — Les gros sables donnent donc les produits suivants :

1° Du schlich plombeux riche qui doit passer au caisson à or pour qu'on puisse en retirer les parcelles de ce métal;

2° Du schlich plombeux de seconde qualité envoyé directement aux usines;

3° Du schlich plombeux pyriteux, également considéré comme bon à fondre;

4° Du schlich pyriteux expédié aux usines.

PREMIÈRE OPÉRATION. — *Enrichissement des sables moyens provenant du second labyrinthe ou de la seconde spitzkasten.* — Les sables demi-fins sont soumis à une série d'opérations très-peu différente de celle que nous venons d'exposer.

On fait arriver la trübe sur chaque table pendant une journée entière de dix à douze heures. Sur les 25 à 26 q. mét. de sables amenés par l'eau, il reste au plus 10 q. mét. sur la table; le reste est considéré comme stérile et perdu.

La division des matières restées sur la table est la suivante :

1° Les deux premières pellées doivent passer au travail d'enrichissement sur la première table (vördere Heerd);

2° Les trois pellées suivantes sont assimilées aux sables et reviennent au même travail sur la même table;

3° Toutes les autres matières déposées sur le pied de la table sont essayées à l'augette, et ordinairement jetées comme stériles.

Cette première opération sépare donc une très-forte portion des sables comme matières inutilisables.

SECONDE OPÉRATION. — *Enrichissement des deux premières pellées de l'opération précédente.* — On fait arriver sur la table, en huit ou neuf heures, 16 à 17 q. mét. de sables; l'eau entraîne de 3 à 4 q. mét.; le reste, déposé sur la table, est divisé comme suit :

1° Une pellée et demie est du schlich plombeux, aurifère, qui doit passer au caisson à or avant d'être expédié aux usines.

2° Une pellée et demie contient du schlich plombeux assez riche, non aurifère, et par suite bon à fondre.

3° Les deux pellées suivantes sont du schlich plombeux pauvre, mais cependant bon à fondre;

4° Une pellée doit revenir au lavage sur la même table;

5° Tout le reste, jusqu'au pied, doit passer au travail pour schlich pyriteux.

On ne perd donc, dans cette opération, que les sables entraînés par l'eau pendant que la trübe coule sur la table.

Troisième opération. — *Traitement des schlichs plombeux aurifères du lavage précédent, après leur désaurification au caisson à or.* — On fait arriver la trübe assez lentement pour que l'eau n'entraine pas une proportion notable de schlich hors de la table; on opère en outre sur une petite quantité, 10 à 12 q. mét. au plus.

On divise les schlichs étendus sur la table en :

1° Une pellée de schlich plombeux, très-riche, mais encore assez aurifère pour qu'il soit avantageux de la faire passer une seconde fois au caisson à or.

2° Cinq pellées de schlich plombeux, riche, non aurifère, qui est envoyé aux usines;

3° Schlich plombeux de seconde qualité, considéré comme bon à fondre.

La perte dans ce lavage doit être très-faible.

Quatrième opération. — *Travail pour schlich pyriteux des produits* (5°) *de la seconde opération.* — La trübe coule lentement sur la table pendant sept à huit heures sans interruption : l'eau ne doit entraîner que très-peu de sables. La table reste couverte de 10 à 11 q. mét. qui sont divisés de la manière suivante :

1° La première pellée est du schlich plombeux pauvre, contenant beaucoup de pyrite, mais considéré comme bon à fondre.

2° La seconde pellée est un mélange de galène et de pyrite de fer, duquel on peut espérer retirer par un nouveau lavage une certaine quantité de schlich plombeux.

3° Cinq pellées sont du schlich pyriteux, bon pour être envoyé au traitement métallurgique.

4° Tout ce qui reste sur la table jusqu'au pied doit être essayé et passé ensuite à l'opération qui convient le mieux à sa nature et à sa teneur en pyrite de fer.

Il n'y a par conséquent de perdu comme stérile que la faible proportion des sables entraînés par l'eau pendant que la trübe arrive sur la table.

Cinquième opération. — *Traitement du mélange de pyrite et de galène formant la seconde pellée de la précédente opération.* — L'opération a pour but de diviser une certaine quantité de schlich plombeux, de produire du schlich pyriteux en séparant une partie des matières stériles.

Il faut environ huit heures pour couvrir la table de 10 à 11 q. mét. de matières.

On divise ainsi qu'il suit les matières disposées sur la table :

1° La première pellée est du schlich plombeux, encore mélangé de pyrite de fer, et qui doit passer à un nouveau lavage avant de donner du schlich plombeux bon à fondre.

2° Les cinq ou six pellées suivantes sont du schlich pyriteux, bon à être expédié aux usines.

3° Le reste, jusqu'au pied de la table, contient encore beaucoup de pyrite ; il est essayé à l'augette, et cet essai détermine l'opération à laquelle il convient de le soumettre.

Sixième opération. — *Traitement des schlichs plombeux et pyriteux, première pellée de l'opération précédente.* — On étend très-lentement les schlichs sur la table, en cherchant à ne rien laisser entraîner par l'eau.

La division est faite comme il suit :

1° La première pellée est du schlich plombeux encore chargé de pyrite de fer, mais considéré comme bon à fondre.

2° La seconde pellée contient de la galène et de la pyrite, à peu près dans les mêmes proportions que le schlich soumis au lavage ; elle doit être ramenée au lavage sur la même table.

3° Les sept pellées suivantes donnent du schlich pyriteux bon à être envoyé aux usines.

4° Tout le reste doit être enrichi et donne ultérieurement du schlich pyriteux. L'essai à l'augette indique celle des opérations précédentes à laquelle il convient le mieux de le soumettre.

Le lavage des sables moyens est, comme on le voit par ce qui précède, fort analogue à celui des gros sables ; il donne les mêmes produits :

1° Du schlich plombeux aurifère ;

2° Du schlich plombeux non aurifère de deux qualités ;

3° Du schlich plombeux très-chargé de pyrite de fer ;

4° Du schlich pyriteux.

Traitement des sables fins provenant du troisième labyrinthe ou de la troisième spitzkasten. — Les opérations se suivent à peu près dans le même ordre que celles précédemment décrites ; chacune d'elles exige plus de temps, parce que le dépôt des sables plus fins se fait bien plus lentement.

Première opération. — La trübe arrive sur chaque table pendant vingt-quatre heures sans interruption ; l'eau entraîne au moins les deux tiers des matières, et principalement les schlamms qui sont mélangés en forte proportion avec les sables fins. Il résulte de cet entraînement des matières fines par l'eau une perte énorme en métaux précieux. Sur la table restent environ 7 q. mét., qui sont divisés de la manière suivante :

1° Les deux premières pellées passent au travail d'enrichissement sur la vördere Heerd.

2° Les trois pellées suivantes reviennent sur la même table.

3° Tout le reste est ordinairement trop pauvre et trop fin pour qu'on puisse le laver avec bénéfice.

La proportion des matières perdues est donc beaucoup plus forte que pour les gros sables et les sables moyens. On ne retire pas du premier lavage plus d'un douzième de sables destinés aux opérations suivantes.

SECONDE OPÉRATION. — *Enrichissement des sables restés en tête de la table.* — On fait arriver très-lentement la trübe, de manière que l'eau n'entraîne pas au delà de la table plus du cinquième des sables. Il faut vingt-huit heures pour couvrir la table de 7 à 8 q. mét. Les produits sont :

1° Une tranche de 0^{m},10 au plus auprès de la tête peut être considérée comme du schlich plombeux ; il doit passer au caisson à or, parce qu'il contient ordinairement un peu de ce métal.

2° Une seconde tranche, à peu près égale à la première, donne du schlich plombeux non aurifère bon à fondre.

3° Les deux pellées suivantes sont du schlich plombeux de seconde qualité, rendant à l'essai de 30 à 35 p. 100 de plomb. Il serait impossible de l'enrichir sans perdre une proportion très-forte des métaux ; aussi l'envoie-t-on aux usines.

4° Une pellée encore de la galène mélangée avec de la pyrite de fer ; il faut soumettre ce mélange à un lavage spécial, afin d'en retirer une certaine quantité de schlich de plomb.

5° Le reste des matières jusqu'au pied de la table contient beaucoup de pyrite, avec une proportion plus ou moins forte de sables stériles ; il faut passer cette matière au lavage pour schlich pyriteux.

On ne perd donc que les sables entraînés par l'eau pendant l'activité de la table ; leur proportion est d'environ un cinquième des matières mises en traitement.

TROISIÈME OPÉRATION. — Les schlichs plombeux aurifères du lavage précédent passent au caisson à or, puis reviennent au lavage sur une table. On a soin de faire arriver très-lentement les matières, afin que l'eau n'en puisse entraîner qu'une très-faible proportion. Il ne faut pas moins de douze heures pour couvrir la table de 5 q. mét.

Ce lavage produit :

1° Une pellée de schlich plombeux encore assez riche en or pour qu'il faille chercher à retirer ce métal au goldlutten avant d'envoyer le schlich aux usines ;

2° Cinq pellées de schlich plombeux assez riche, non aurifère et bon à fondre ;

3° Du schlich plombeux de seconde qualité, rendant à l'essai de 40 à 45 p. 100 de plomb bon à fondre.

Quatrième opération. — *Traitement spécial du produit* (4°) *de la seconde opération.* — La matière à laver est un mélange de galène et de pyrite de fer, dont la séparation est d'autant plus difficile que les grains sont plus fins.

On fait arriver très-lentement les matières sur la table ; en douze heures on peut étendre 7 à 8 q. mét.

Les produits sont les suivants :

1° Les deux premières pellées contiennent du schlich plombeux encore mélangé de pyrite, rendant à l'essai 28 à 30 p. 100 de plomb ; on ne cherche pas à pousser plus loin la séparation et on envoie ce produit aux usines.

2° Une pellée contient les deux minéraux, galène et pyrite, à peu près dans la même proportion que le produit soumis au lavage ; on doit la repasser dans la même opération.

3° Une autre pellée donne un mélange de galène et pyrite, dans lequel domine beaucoup la pyrite. On passe cette matière dans le travail pour schlich pyriteux, afin d'en retirer encore un peu de schlich plombeux.

4° Tout ce qui reste jusqu'au pied est du schlich pyriteux bon à fondre.

Cinquième opération. — *Travail pour schlich pyriteux des sables* (5°) *de la seconde opération et du produit* (3°) *de la quatrième.* — Le lavage a pour but de retirer de ces matières une certaine quantité de galène et d'obtenir du schlich pyriteux assez pur pour être envoyé aux usines. On n'arrive pas en une seule opération à produire du schlich plombeux, parce que la séparation de la galène et de la pyrite, en sables très-fins, est très-difficile.

On emploie douze heures pour étendre sur la table 6 q. mét. environ de sables fins.

On fait la division suivante :

1° La première pellée contient presque toute la galène, mélangée avec une forte proportion de pyrite ; le mélange est passé dans la quatrième opération.

2° Les cinq pellées suivantes donnent du schlich pyriteux contenant encore un peu de galène ; on l'envoie aux usines.

3° Ce qui reste vers le bas de la table est assez riche en pyrite ; on le lave une nouvelle fois en produisant seulement du schlich pyriteux.

Le lavage des sables fins donne les mêmes produits que ceux des sables gros et moyens, mais avec une perte bien plus forte.

Traitement des boues fines retirées du bassin de dépôt ou provenant de la quatrième spitzkasten. — Dans plusieurs ateliers, les boues sont lavées sur de longues kehrheerde, par une méthode analogue à celle du Harz ; dans d'au-

tres, le lavage est fait sur des tables à secousses: nous décrirons le travail dans ce dernier cas seulement.

L'enrichissement est rendu très-difficile par la grande légèreté de toutes les matières; il faut conduire très-lentement toutes les opérations et ne donner aux tables que des impulsions d'une très-faible amplitude.

Première opération. — On fait arriver la trübe sur la table pendant deux jours entiers, et au bout de ce temps on ne retrouve que 6 à 7 q. mét. de matières déposées. Plus des quatre cinquièmes des schlamms sont entraînés par l'eau et perdus.

On fait les divisions suivantes :

1° Les trois premières pellées sont enrichies dans une autre opération.

2° Les quatre pellées suivantes reviennent au lavage sur la même table.

3° Tout le reste est considéré comme stérile et jeté.

Seconde opération. — Le produit (1°) du premier lavage est amené de nouveau sur une table à secousses; en vingt-quatre heures on étend sur la table 6 à 7 q. mét. de schlamms, en perdant près de la moitié des matières.

Produits obtenus :

1° Les quatre premières pellées contiennent un mélange de galène et de pyrite; comme il serait impossible de séparer plus exactement ces deux matières sans en perdre une proportion trop forte, on envoie le produit aux usines.

2° Les quatre pellées suivantes sont principalement pyriteuses; mais elles contiennent assez de galène pour qu'on cherche à en faire un nouveau lavage.

3° Le reste est essayé à l'augette et jeté comme stérile, s'il ne contient pas une notable proportion de pyrite.

Troisième opération. — *Lavage du produit (2°) de l'opération précédente.* — On étend sur la table en vingt-quatre heures environ 6 q. mét. de schlamms; une notable proportion, évaluée à un quart ou un cinquième, est entraînée par l'eau et perdue.

Division des matières restées sur la table :

1° La première pellée contient beaucoup de galène et de pyrite; il faut la laver encore une fois avant d'en retirer du schlich plombeux bon à fondre.

2° Les trois pellées suivantes sont du schlich pyriteux bon à être envoyé aux usines.

3° Tout le reste revient au lavage dans la première opération. La perte en métaux dans ce lavage provient donc seulement de l'entraînement par l'eau pendant l'activité de la table.

Quatrième opération. — *Enrichissement du schlich pyriteux et plombeux, produit (1°) du lavage précédent.* — On fait couler lentement la trübe sur la table, très-peu inclinée, en cherchant à rendre aussi faible que possible la

proportion des matières entraînées par l'eau. Il ne faut pas moins de dix-huit heures pour étendre 6 q. mét. sur la table.

Division des matières :

1° La première tranche, de 0^{m},08 au plus, est du schlich de plomb assez pauvre, mais qu'il n'est pas possible d'enrichir davantage ; il rend à l'essai 30 à 35 p. 100 de plomb.

2° Les quatre pellées suivantes sont du schlich pyriteux contenant encore un peu de galène : il est envoyé aux usines.

3° Tout le reste doit être lavé une autre fois pour schlich pyriteux. Il faut du reste l'essayer à l'augette, afin de déterminer celle des opérations à laquelle il convient de le soumettre.

Les schlamms fins ne produisent donc que du schlich plombeux pauvre et du schlich pyriteux. On ne cherche pas à en séparer l'or par un lavage au goldlutten, d'abord parce que ce métal ne peut être contenu qu'en parcelles extrêmement fines et ensuite parce que ce sont ces parcelles très-fines qui sont le mieux absorbées par le mercure dans le passage aux moulins à or.

Nous avons choisi, pour exposer le travail aux tables à secousses, le cas du minerai complexe renfermant en même temps : galène, pyrite de fer, minerai d'argent, quartz aurifère, gangues terreuses. Il est facile de déduire de la série des opérations précédentes les simplifications que permet l'absence de l'une de ces espèces minérales.

Nous terminerons ce qui est relatif aux tables à secousses par un tableau indiquant : les inclinaisons des tables, le nombre et l'amplitude des oscillations principales et secondaires, reconnues les plus favorables dans les différentes opérations.

	Tension des chaînes.	Nombre des secousses principales par minute.	Nombre des oscillations qui suivent chaque secousse principale.	Amplitude des secousses principales.	Inclinaison normale.
Gros sables.	m.			m.	m.
Première opération............	0,145	11	6	0,145	0,224
Seconde opération	0,200	11	6	0,170	0,250
Travail des schlichs plombeux et	0,158	11	6	0,110	0,290
pyriteux..............	0,170	11	7	0,090	0,224
Sables moyens.					
Première opération..........	0,170	11	7	0,079	0,170
Travail des schlichs...........	0,224	12	5	0,053	0,132
Sables fins.					
Première opération	0,184	12	6	0,092	0,210
Travail des schlichs...........	0,184	12	5	0,079	0,290
Schlamms fins.					
Première opération	0,224	23	4	0,026	0,290
Travail des schlichs...........	0,184	23	4	0,040	0,200

Observations. — La tension des chaînes est importante à considérer, en ce qu'elle influe sur la position que prend la table écartée de sa position normale.

Le nombre des secousses principales par minute est à peu près le même pour tous les sables ; il n'est notablement augmenté que pour les boues fines.

L'amplitude des secousses est d'autant plus faible qu'on travaille des matières plus fines ; il est en général moindre pour l'enrichissement que pour la première opération.

Un autre élément très-essentiel est la quantité d'eau, qui doit varier avec la nature des sables et des schlamms. Nous devons renvoyer pour ce sujet à la publication déjà citée de M. Rittinger sur la spitzkasten.

Tables dormantes.

Les tables dormantes, *Handheerde* ou *liegende Heerde*, sont employées seulement dans les ateliers qui manquent de force motrice, car il est maintenant démontré que les tables à secousses donnent des résultats plus favorables. Dans ces ateliers on traite des minerais assez pauvres, et par suite on ne trouve aucun avantage à recueillir les schlamms fins ; on n'a donc que trois sortes de matières à laver : les gros sables, les sables moyens et les sables fins, dont la classification est faite dans des labyrinthes.

On se sert dans chaque atelier de trois systèmes de tables dormantes, toutes de dimensions pareilles, 3m,80 de longueur, 2m, 50 de largeur, et différant entre elles seulement par l'inclinaison.

Pour les gros sables, l'inclinaison totale, c'est-à-dire pour toute la longueur des tables, est de 0m,47 pour le lavage des sables bruts et de 0m,63 pour le travail des schlichs.

Pour les sables moyens, les inclinaisons correspondantes sont de 0m,42 et 0m,53.

Pour les sables fins, elles sont de 0m,37 et 0m,47.

Le pied de chaque table est fermé par une planche formant déversoir, en sorte que l'eau ne peut s'écouler que par la surface et après être restée quelques instants, sinon en repos absolu, du moins en mouvement très-lent.

Mode de travail. — La trübe est répartie presque uniformément sur la table au moyen d'une tête présentant la disposition ordinaire et bien connue. L'ouvrier, armé d'un râble plat en bois, remonte continuellement vers la tête les sables entraînés par l'eau vers le pied, et favorise par ce moyen la séparation des matières de nature différente. On arrête l'arrivée de la trübe quand la table est pleine, couverte de sables sur une épaisseur décroissante depuis la tête jusqu'au pied, et qui dépend du reste de la nature des matières à laver.

On laisse alors l'eau s'écouler par des orifices ménagés dans le pied de la table, et fermés pendant le travail par des bouchons en bois ; on fait ensuite la division par pellée, en suivant le même système que pour les tables à secousses.

On voit immédiatement que l'enrichissement doit être plus lent aux tables dormantes, et qu'on doit laver successivement une proportion plus grande de matières. La perte en métaux semble devoir être moins forte qu'aux tables à secousses ; mais cet avantage ne peut pas compenser le temps plus long et surtout l'habileté plus grande des ouvriers, que nécessite l'emploi des tables dormantes.

Les minerais aurifères ne peuvent pas être lavés sur les tables dormantes, parce que l'or ne se sépare pas aussi bien que sur les tables à secousses ; les mouvements vibratoires continuels que ces dernières impriment aux sables, paraissent extrêmement favorables au dépôt rapide des parcelles d'or.

Nous ne décrirons pas le détail des opérations, parce qu'elles s'écartent trop peu de celles faites pour les tables à secousses : les seules différences utiles à constater sont :

1° Chaque lavage donne pour les opérations suivantes un plus grand nombre de pellées, parce qu'une moindre proportion de matières est entraînée hors de la table.

2° Les minerais n'étant pas notablement aurifères, on n'a pas besoin de travailler au caisson à or les schlichs obtenus.

Caisson à or (goldlutten).

On a besoin de passer au caisson à or :

1° Les sables restés sur les toiles inclinées, disposées à la suite des moulins;

2° Les schlichs plombeux et pyriteux provenant du travail aux tables à secousses.

La série des opérations qu'on fait subir à ces matières est nécessairement un peu variable avec leur nature ; mais il suffira, pour faire comprendre le travail, de choisir un exemple : nous prendrons celui du lavage des sables restés sur les toiles inclinées.

Appareil. — L'appareil se compose de plusieurs parties :

1° Un caisson fortement incliné, long de $3^m,80$, large de $0^m,42$, profond de $0^m,32$: l'inclinaison est de $0^m,62$ à $0^m,72$ suivant la nature des sables ou schlichs à laver : elle est plus forte pour les gros sables que pour les sables fins, pour les schlichs plombeux que pour les schlichs pyriteux. Le fond présente un grand nombre d'aspérités, résultant de deux séries d'entailles obliques, faites dans deux directions presque normales. Le caisson est muni d'une tête triangulaire destinée à répartir uniformément sur toute la largeur du caisson les sables et schlichs à laver ;

2° Une grande cuve, placée au-dessous du caisson, de $1^m,25$ de côté et $0^m,92$ de profondeur, contenant deux caisses plus petites, A, B, dans lesquelles on reçoit les parties les plus riches provenant du travail au caisson ;

3° Une augette à main en bois, nommée scheidtrog, servant au lavage définitif des produits aurifères.

Travail au caisson des sables arrêtés par les toiles inclinées. — L'ouvrier place sur la tête du caisson une faible quantité de sables, 12 à 15 kil., et fait arriver sur eux un mince filet d'eau. La trübe coule lentement sur le fond du caisson : les parties les plus lourdes sont arrêtées par les aspérités, tandis que les sables les plus légers sont entraînés dans la grande cuve.

L'ouvrier amène alors sur le caisson une quantité d'eau plus grande, et agite doucement, avec une raclette en bois, les matières déposées sur le fond. Il facilite ainsi le départ des sables non aurifères. Pendant cette période du travail, les matières entraînées hors du caisson sont reçues dans la caisse A.

Un second travail analogue au premier, mais sous une nappe d'eau plus rapide, détermine l'entraînement d'une plus forte proportion de sables plus riches. Ils sont reçus dans la caisse B.

L'ouvrier nettoie ensuite le fond du caisson avec un petit balai, et fait

couler tous les sables déposés sur l'augette à main placée au-dessous du pied du caisson.

Un nouveau lavage commence alors sur une quantité pareille, 12 à 15 kil. de sables des toiles.

Cette première partie du travail donne donc quatre produits : les sables très-aurifères reçus sur l'augette, les sables riches en galène, mais bien moins aurifères, des caisses B et A, les sables pauvres reçus dans la grande cuve.

Nous n'insisterons pas sur le travail à l'augette [1], déjà décrit dans les *Annales des mines*. Il donne de l'or assez pur, et des schlichs assez aurifères, que le laveur fait écouler dans la caisse B.

L'or est mis en dépôt jusqu'à la fin de la journée, et alors lavé une seconde fois à l'augette ; on sépare par le second lavage une petite quantité de schlich plombeux, et on obtient un sable d'or qui est amalgamé.

L'amalgame est comprimé dans des sacs, afin d'en séparer l'excès de mercure, puis soumis à la distillation en même temps que celui provenant des moulins.

Les sables assez aurifères recueillis dans la caisse B sont lavés sur l'augette à main ; ils produisent une petite quantité d'or et des schlichs très-peu aurifères, qui sont reçus dans la caisse A.

Les sables de la caisse A ne sont pas assez riches en or pour être traités à l'augette : ils doivent être ramenés sur le caisson et lavés plus rapidement que dans le premier travail.

Enfin les sables déposés dans la grande cuve sont envoyés aux tables à secousses et passés dans l'opération qui paraît convenir le mieux à leur nature.

Produits. — D'après ce qui précède, la préparation mécanique des minerais plombeux, pyriteux et aurifères, donne plusieurs produits bons à passer au traitement métallurgique :

1° De l'or à l'état d'amalgame, provenant des moulins et des caissons à or ; on n'évalue pas à plus de 50 p. 100 de la quantité indiquée par les essais des minerais, la proportion de l'or obtenu dans l'amalgame ;

2° Des schlichs spécialement plombeux, de deux richesses différentes, provenant des tables à secousses et dormantes ;

3° Du schlich plombeux et pyriteux ;

4° Du schlich pyriteux ;

5° Du schlich spécialement argentifère.

A cette énumération il faut ajouter les minerais riches donnés par le cas-

1. *Voir* le Mémoire déjà cité de M. Pache, sur la préparation mécanique des minerais à Schemnitz.

sage et le triage qui précèdent la préparation mécanique proprement dite [1].

Résultats obtenus en 1847 dans le district de Schemnitz. — Nous terminerons ce qui est relatif au district de Schemnitz par l'exposé des résultats obtenus, par l'exploitation des mines et la préparation mécanique des minerais pendant l'année 1847,

Les mines ont livré à la préparation mécanique :

	q. m.	
1° Mines impériales...........	621,903,52	de minerais.
2° Mines des particuliers.......	86,349,36	—
Total........	708,252,88	—

Ces minerais ont coûté :

Frais d'exploitation [2] : 233,763f,59, soit par tonne 3f,30.

Les frais de transport aux ateliers de préparation mécanique ont été :

Pour les mines impériales, de.........	42,545f,08
Pour celles des particuliers, de.......	11,625f,02
Soit en moyenne par tonne de minerai transportée au bocard..............	0f,765

Le prix de revient moyen de la tonne de minerai, rendue aux ateliers de préparation mécanique, a donc été de 4f,065.

Produits obtenus bons à être envoyés aux usines.

	q. m.		
Minerais impériaux......	36,276,87,	soit pour 0/0 de minérai brut...	5,80
— des particuliers..	5,256,64	....	6,08
Total..........	41,533,51	en moyenne, p. 0/0...........	5,86

Les frais de préparation mécanique ont été :

	fr.
Pour les minerais des mines impériales..........	171,607,64
Pour les minerais des mines des particuliers.....	14,752,50
Total.........................	186,360,14

1. Dans les environs de Schemnitz, et pour la préparation des minerais provenant des filons que nous avons signalés, on compte 52 ateliers, comprenant :

119 roues hydrauliques,
1344 pilons de bocards,
253 moulins à or,
96 tables à secousses,
269 tables dormantes,
29 kerhheerde,
329 toiles inclinées,
38 caissons à or,

et occupant 630 ouvriers.

2. Les frais d'exploitation ont été aussi élevés pour les mines des particuliers que pour les mines impériales.

Soit par tonne de minerai brut et de minerais préparés :

	Minerai brut. fr.	Minerais préparés. fr.
Mines impériales.........	2,75	47,08
Mines des particuliers.....	1,71	28,05
En moyenne......	2,63	44,87

Les nombres qui précèdent portent à 69f,31 les frais d'exploitation des minerais et de transport aux bocards, rapportés à une tonne de minerais préparés.

Les frais de transport des produits aux usines ont été de 24,512f,38, soit par tonne 5f,90.

D'après cela, le prix de revient moyen d'une tonne de produits préparés pour la fusion a été de 120f,08.

Il faut maintenant comparer à ce prix de revient la valeur des métaux contenus :

Métaux (indiqués par les essais) contenus dans les minerais préparés pour la fusion, provenant des mines impériales.

Or extrait de l'amalgame (mühlgold) :

89k,1275 tenant : or fin...................... 56k,280

Schlichs de plomb : 10,346 quint. métr., tenant :

Plomb 37 p. 0/0.......................... 3,838qm,80
Argent aurifère 27g,344 aux 0/0 k........... 286k, 867
Or fin 73g,328 au kilog. d'argent.............. 21k, 1227

Schlichs pyriteux : 25,930 q. m. rendant en matte 44 p. 0/0 :

Argent aurifère 37g,11 aux 0/0 k............. 980k,228
Or fin 24g,436 par kilog. d'argent........... 25k,533

soit pour la somme des métaux contenus dans les produits des mines impériales :

Matte.................................. 11,409qm,00
Plomb.................................. 3,838qm,80
Argent.................................. 1,210k, 74
Or...................................... 102k, 9357

Métaux contenus dans les minerais préparés provenant des mines des particuliers.

Or extrait de l'amalgame :

3k,133 tenant or fin....................... 2k, 105

Schlichs plombeux : 540qm,545 rendant ,

Plomb 25 p. 0/0.......................... 139qm,44
Argent aurifère 20g,025 aux 0/0 k............ 11k, 765
Or fin 103g,509 par kilog. d'argent........... 1k, 2083

Schlichs pyriteux : 4,716^{qm},096 rendant :

Matte 54 p. 0/0	2,546^{qm},692
Argent aurifère 27^{g},3437 aux 0/0 k	131^{k},6875
Or fin 6^{k},8355 par kilog. d'argent	0^{k},9502

soit pour la somme des métaux contenus :

Matte	2,546^{qm},692
Plomb	139^{qm},440
Argent	141^{k}, 562
Or	4^{k}, 2635

Somme totale des métaux indiqués par les essais dans les 41,533^{qm},51 de produits livrés aux usines par les ateliers de préparation mécanique :

Matte	13,955^{qm},692
Plomb	3,978^{qm},240
Argent	1,352^{k}, 3013
Or	107^{k}, 1992

Ce qui donne pour la richesse moyenne d'une tonne de minerais bruts et de produits bons à fondre :

	k.	k.
Matte	19,70	335,00
Plomb	5,61	95,75
Argent	0,0191	0,3255
Or	0,00151	0,0258

La première colonne, relative aux minerais bruts, a été calculée d'après les métaux accusés par les essais des produits préparés. Pour avoir la richesse approximative des minerais livrés par les mines, il faut tenir compte des pertes à la préparation mécanique; on peut les évaluer à 50 p. 100 pour les métaux précieux, et 40 p. 100 pour le plomb et les pyrites. En admettant ces chiffres, on trouve que les minerais livrés par les mines devaient contenir à peu près :

		k.
Matte	19,537^{qm},95 soit par tonne	27,58
Plomb	5,559^{qm},53	7,85
Argent	2,704^{k},6026	0,0382
Or	214^{k},3989	0,00302

La valeur pécuniaire des métaux contenus dans une tonne serait, d'après cela, 21^{f},4405.

En considérant les métaux contenus dans les produits livrés aux usines, et faisant la déduction des pertes estimées du traitement métallurgique, on trouve que la valeur contenue dans les 41,533^{qm},51 de

	fr.
produits préparés est de	849,760,00
soit par tonne	204,61
Nous avons donné pour le prix de revient de la tonne	120,08
Il reste donc pour les frais de traitement métallurgique et pour les bénéfices	84,53

Nous devons faire observer, à la suite des chiffres que nous venons de citer, que l'or entre pour près de la moitié dans la valeur pécuniaire des produits livrés aux usines, et que sur 107k,1992 d'or contenu, l'amalgamation en retire 58k,385, c'est-à-dire plus de la moitié. Cette remarque est importante pour l'appréciation de la méthode de préparation mécanique adoptée à Schemnitz; elle cherche à obtenir la plus forte proportion possible de l'or à l'état métallique, et par conséquent à le soustraire aux pertes considérables que fait éprouver le traitement métallurgique.

Pour ne pas trop allonger notre mémoire, nous reporterons à la note 2 les nombres relatifs aux richesses des minerais exploités dans les différents filons.

District de Nagybánya.

La ville de Nagybánya est située à la limite de la Hongrie et de la Transylvanie, à l'Est des grandes plaines de la Hongrie et à l'extrémité occidentale des montagnes élevées de la Transylvanie.

La situation géologique est analogue à celle de Schemnitz; on retrouve en effet à Nagybánya le grünstein porphyr s'appuyant sur le gneiss et recouvert par une formation trachytique très-développée. De nombreux filons, dans le grünstein et dans le trachyte, présentent des travaux anciens immenses, faits probablement à différentes reprises, et dans lesquels on est rentré depuis plus d'un siècle, sans avoir encore atteint leurs limites en profondeur.

Les principaux travaux d'exploration et d'exploitation ont été faits, à Nagybánya, à Felsöbánya, à Kapnik, à Borzabánya, Laposbánya, Olahlaposbánya, etc., dans des circonstances un peu différentes.

A Nagybánya les filons traversent le trachyte et le grünstein dans des directions indéterminées; ils contiennent des minerais d'argent, de la pyrite de fer et de l'or natif.

A Felsöbánya les filons se trouvent en partie à la limite du trachyte et du grünstein; ils contiennent de la galène, de la blende, du sulfure d'antimoine.

A Kapnik ils sont entièrement dans le grünstein et se présentent, comme ceux de Schemnitz, par systèmes de filons parallèles. Ils contiennent une très-grande variété d'espèces minérales.

Nous nous bornerons à la description rapide des travaux faits dans quelques-uns des filons les plus importants de Nagybánya, Felsöbánya et Kapnik. Nous donnerons, dans la seconde partie de notre mémoire, les nombres relatifs aux richesses des minerais extraits. Nous n'aurons pas, du reste, à reve-

nir sur les procédés de préparation mécanique, qui sont à peu près les mêmes que ceux adoptés à Schemnitz.

Filons de Nagybánya.

On connaît à proximité de la ville un assez grand nombre de filons, dans le trachyte et dans le grünstein. Celui qui mérite le plus de fixer l'attention est le filon de Kreuzberg, dans lequel on explore depuis plus de cent ans des travaux anciens d'une immense étendue.

Kreuzberg. — L'exploration, entreprise vers le milieu du siècle dernier, a été commencée par les affleurements et continuée par une galerie d'écoulement débouchant dans la vallée de Nagybánya. Elle a été poursuivie dans un filon quartzeux jusqu'à plus de 2,000 mètres de l'entrée de la galerie, dans les parties supérieures du filon, et poussée ensuite en profondeur à l'aide d'une machine à vapeur.

Les travaux de reconnaissance sont faits dans des conditions assez difficiles, et les produits ne couvrent pas toujours les frais de recherche.

On connaît jusqu'à présent un filon principal exploité par les anciens, et une veine latérale ou filon croisé par le premier, encore vierge, et qui se présente sous un aspect très-favorable.

Le filon principal est dirigé sur l'h. 4 et plonge vers le Sud sous un angle de 80 à 85°. Sa puissance varie de 2 à 4 mètres; son remplissage est du quartz blanc plus ou moins imprégné de pyrite de fer.

Le filon contient de l'or natif, disséminé dans la pyrite en parcelles indiscernables, et du minerai d'argent, argent rouge, cuivre gris argentifère, etc., en veinules ou en mouches dans le quartz. On n'a pas encore trouvé la blende et la galène; le cuivre gris et le cuivre pyriteux sont mélangés avec la pyrite de fer en proportion très-faible et seulement par places. Dans les piliers laissés par les anciens, le minerai présente une richesse très-variable en argent et en or. En général la proportion de l'argent est comprise entre 31 et 62 grammes par 100 kilogrammes, et celle de l'or entre 8 grammes et 94 grammes par kilogramme d'argent.

Les anciens ont exploité probablement les parties les plus riches depuis les affleurements jusqu'à une profondeur encore inconnue. On considère comme certain, d'après les traditions et les documents officiels conservés à l'administration des mines, que le niveau inférieur de l'ancienne exploitation n'est pas à moins de 200 mètres au-dessous de la galerie d'écoulement actuelle. En direction on a trouvé dans toute la partie explorée jusqu'à présent des excavations non remblayées, séparées par des massifs laissés intacts et dispo-

sés du reste assez irrégulièrement pour qu'on puisse admettre que les piliers ont été conservés dans les parties les plus pauvres du filon.

Les excavations s'étendent jusqu'aux affleurements ; dans les unes, toute l'épaisseur du filon a été enlevée ; dans d'autres, les anciens n'ont exploité qu'une fraction de l'épaisseur, ou bien ils ont laissé une partie des roches abattues, qui se retrouvent maintenant presque complétement altérées par les agents atmosphériques.

Le toit et le mur sont en général assez solides ; cependant on a rencontré plusieurs éboulements considérables, dans lesquels il aurait été dangereux de rentrer.

L'exploration moderne est faite en enlevant tout ce que les anciens ont laissé, en consolidant toutes les excavations ; quand les éboulements sont trop dangereux, on pratique dans le mur solide une galerie parallèle au filon et par laquelle on explore l'éboulement par des traverses.

Pour pénétrer dans les parties inférieures à la galerie d'écoulement, on a installé dans les travaux une machine à vapeur qui fait mouvoir des pompes en bois. Cette exploration en profondeur est à peine commencée ; il est même douteux qu'on puisse la poursuivre jusqu'à la limite des travaux anciens avec les dispositions adoptées pour l'épuisement des eaux.

Veine latérale. — La veine latérale, laissée vierge par les anciens, est dirigée sur l'h. 6 ; elle contient du quartz blanc, de la pyrite de fer et des minerais d'argent ; sa puissance est assez faible, $0^{m},50$ à $0^{m},60$, mais la richesse des minerais rencontrés dans les premières recherches fait concevoir de belles espérances pour l'avenir.

Préparation mécanique. — Les travaux du Kreuzberg produisent des minerais trop pauvres pour être envoyés directement à l'usine ; ils doivent subir une préparation mécanique, rendue difficile par l'altération plus ou moins complète de la pyrite de fer, au moins pour les parties provenant des anciennes excavations.

On sépare dans les produits de l'exploitation :

1° Les matières pyriteuses altérées, qui sont un mélange de boues ferrugineuses et de fragments encore durs ; elles contiennent toujours une proportion de métaux précieux assez forte pour que leur préparation donne des produits bons à fondre ;

2° Les parties dures non altérées du filon ; elles contiennent du quartz, de la pyrite aurifère et argentifère ;

3° Les fragments quartzeux, renfermant un peu de pyrite, et dans lesquels les veinules ou les mouches de minerais d'argent sont visibles.

Nous donnerons seulement la marche de la préparation mécanique adoptée pour chacune de ces trois espèces de minerais.

MATIÈRES ALTÉRÉES. — Les matières ferrugineuses altérées presque complétement sont d'abord bocardées ; la trübe est conduite sur des toiles inclinées qui retiennent une petite proportion d'or, et successivement dans des labyrinthes et des bassins de dépôt.

On obtient ainsi :

a Sur les toiles inclinées, les sables les plus lourds et les parcelles d'or les plus grosses. On lave les toiles dans des cuves, et le dépôt est traité au caisson à or ;

b b'b" Dans les labyrinthes, des sables gros, moyens et fins, qui sont enrichis sur trois systèmes de tables dormantes ;

c Dans les bassins de dépôt, des boues légères, qui sont lavées sur de longues tables jumelles.

On traite au caisson à or les sables des toiles inclinées, et les produits aurifères du lavage aux tables dormantes.

L'or obtenu au caisson est amalgamé.

Les produits de cette préparation mécanique sont :

1° De l'or argentifère, provenant de la distillation de l'amalgame ;

2° Des schlichs ferrugineux aurifères et argentifères.

La perte en métaux précieux est nécessairement énorme ; il est impossible de la constater par des essais.

PARTIES DURES, NON ALTÉRÉES, DU FILON. — Les parties peu altérées, données principalement par l'exploitation des massifs laissés intacts par les anciens, sont soumises d'abord à un cassage et à un triage. On sépare une certaine proportion de pyrites assez riches pour qu'on puisse les expédier à l'usine. Les autres parties sont envoyées au bocard et traitées par une méthode analogue à celle que nous avons indiquée précédemment. On n'obtient ordinairement que très-peu d'or à l'état d'amalgame ; le produit presque unique est du schlich pyriteux plus ou moins riche en or et en argent.

QUARTZ AVEC VEINULES ET MOUCHES DE MINERAIS D'ARGENT. — Les fragments de quartz qui contiennent des minerais d'argent, tels qu'argent natif, argent rouge, cuivre gris, etc., sont soumis séparément au cassage et au triage. On obtient :

1° Des minerais très-riches en argent, qui sont envoyés à l'usine pour être passés dans la coupellation ;

2° Des minerais bons à fondre, mais qui doivent passer à toutes les opérations du traitement métallurgique ;

3° Des menus du cassage assez pauvres, qui doivent être bocardés très-fins. Comme ces minerais ne sont ordinairement pas aurifères, les sables du bocard sont classés directement dans des labyrinthes et bassins de dépôt, et enrichis ensuite sur des tables dormantes et sur des tables jumelles.

Cette préparation mécanique donne du schlich argentifère de deux qualités et une proportion assez faible de schlich pyriteux. Ces produits doivent être passés aux opérations successives du traitement métallurgique.

Veresvig. — A Veresvig, près de Nagybánya, on a commencé, vers la fin du dernier siècle, l'exploration de travaux anciens considérables dans un filon analogue à celui du Kreuzberg. L'abondance des eaux a forcé à ouvrir une galerie d'écoulement, qui aura 1,600 mètres environ quand elle sera terminée. En attendant l'achèvement de cette galerie [1], des compagnies particulières ont entrepris l'exploitation de plusieurs veines latérales que les anciens n'ont pas attaquées. Une de ces veines a déjà donné des résultats magnifiques ; elle contient du quartz imprégné d'or natif, tantôt disséminé en parcelles presque indiscernables, tantôt réuni en veinules très-riches.

Le filon principal de Veresvig et la plupart des veines secondaires contiennent du quartz imprégné de pyrite de fer, et présentent par places des veinules de minerais d'argent. La pyrite est toujours aurifère.

La préparation mécanique des minerais pyriteux, altérés et non altérés de Veresvig, est faite de la même manière qu'au Kreuzberg.

Quartz aurifère. — Le quartz aurifère est traité dans des ateliers particuliers. On sépare d'abord les minerais riches, dans lesquels l'or est apparent, des minerais pauvres qui contiennent le métal indiscernable.

Les premiers sont pulvérisés dans des mortiers, et la poudre est traitée par le mercure; l'amalgame est soumis à la distillation. Les résidus de l'amalgamation sont mis en suspension dans l'eau, conduits sur des toiles inclinées, ensuite dans des labyrinthes et des bassins de dépôt.

Les boues déposées dans les appareils sont lavées sur des tables dormantes, et les schlichs aurifères sont traités au caisson à or. On lave de même au caisson les sables déposés sur les toiles. L'or impur obtenu est amalgamé.

Le quartz aurifère pauvre est bocardé très-fin. Les sables et les schlamms qui en résultent sont classés dans des labyrinthes et enrichis sur des tables dormantes.

La préparation mécanique est toujours terminée par un lavage au caisson à or et par l'amalgamation du produit aurifère obtenu.

Nous ne parlerons pas des travaux faits sur plusieurs autres filons dans les environs de Nagybánya, parce qu'ils n'ont pas encore donné des résultats importants.

Nous indiquerons, en décrivant le traitement métallurgique dans la se-

1. On espère qu'elle pourra être terminée dans huit ou dix ans; elle permettra d'explorer le filon sur une hauteur d'au moins 60 mètres.

conde partie de notre mémoire, la richesse des minerais livrés par les usines et les ateliers de préparation mécanique. Quant aux frais de recherches, d'exploitation et de préparation, ils se sont élevés en 1850 à 113,210 francs (pour la partie impériale), tandis que la valeur des produits n'a pas dépassé 58,600 francs.

Mine de Felsöbánya.

Auprès de la ville de Felsöbánya, on a repris également, depuis plus d'un siècle, les travaux faits à une époque très-ancienne dans un filon quartzeux, contenant beaucoup de galène. Il est dirigé sur l'h. 6 et presque vertical. Sa puissance est très-grande, et les anciennes excavations présentent jusqu'à 25 mètres de largeur, probablement aux points où on a enlevé en même temps le filon principal et les veines détachées au toit et au mur.

Le filon traverse le trachyte dans une grande étendue de la partie explorée récemment; on l'a reconnu aussi à la séparation du trachyte et du grünstein, et même de schistes assez tendres, rapportés au terrain tertiaire. Il ne présente de salbandes que dans le trachyte et seulement au mur; au toit, la roche encaissante est imprégnée de pyrites et altérée sur une certaine épaisseur. Son remplissage principal est du quartz blanc, imprégné de pyrite de fer, qui se présente tantôt disséminée, tantôt en veines compactes, parfois assez puissantes.

Il renferme comme matières minérales accidentelles: de la baryte sulfatée, du gypse, du spath calcaire. Il contient des colonnes assez importantes de galène, de blende brune, de sulfure d'antimoine. Ces minerais se présentent en veines séparées les unes des autres, ou bien mélangées.

Les veines latérales, qui s'écartent plus ou moins du filon, contiennent à peu près les mêmes substances, du quartz, de la pyrite de fer, de la galène, de la blende et du sulfure d'antimoine.

Les anciens paraissent avoir commencé l'exploitation par les affleurements; ils sont descendus en suivant les colonnes de minerais jusqu'à une profondeur considérable, maintenant encore inconnue. Ils n'ont pas remblayé leurs excavations, et on rencontre en plusieurs points des éboulements considérables.

Quand le gouvernement impérial a fait reprendre les travaux, vers le milieu du dix-huitième siècle, on a ouvert une longue galerie d'écoulement, dont l'orifice est au bas de la ville de Felsöbánya, et qui a été continuée dans le filon sur une longueur de plus de 4,000 mètres.

On a ensuite exploré les parties supérieures jusqu'au jour, et on est descendu à 200 mètres au-dessous du niveau de la galerie, en épuisant les eaux à l'aide de roues hydrauliques. En même temps on a fait des travaux de recon-

naissance dans un filon parallèle au premier, distant de 30 mètres environ, puissant de 1 mètre à 1^{m},20, contenant du quartz, de la pyrite un peu aurifère, de la galène antimoniale et de la blende. Les anciens n'ont pas connu ce filon, ou peut-être l'ont-ils négligé comme moins important que le premier.

L'exploration et l'exploitation du filon principal ont présenté de grandes difficultés, surtout dans les vastes excavations dans lesquelles des éboulements, causés en partie par les tremblements de terre, rendent le travail très-dangereux. D'un autre côté, dans les massifs laissés vierges par les anciens, le quartz est tellement dur que les fleurets pénètrent difficilement. Il faut, dans ces parties, employer le procédé du feu pour faire fendre la roche.

Aussi peut-on étudier à Felsöbánya, dans la mine nommée la Grossgrübe, trois procédés différents d'exploitation :

1° Dans le terrain encaissant et dans les parties les plus tendres des filons, l'abatage à la poudre ;

2° Dans les massifs quartzeux très-durs, l'exploitation par le feu ;

3° Enfin dans les éboulements une méthode toute spéciale, sur laquelle nous allons donner quelques indications.

Pour exploiter un éboulement on pratique, dans le mur ou dans le toit, en choisissant celui des deux qui présente la solidité la plus grande, une galerie contournant tout l'éboulement et reliée à la voie de roulage.

On rejoint le filon par deux ou trois traverses ; on fait descendre successivement les blocs devant l'orifice de ces traverses, et on les exploite à la poudre, de manière à enlever seulement les parties contenant du minerai.

Il faut des ouvriers très-habiles et ayant surtout une grande habitude pour choisir les blocs métallifères et les amener devant les traverses. Par ce procédé on n'exploite pas moins de 5,000 q. mét. par mois, et on se propose de doubler bientôt cette production.

La mine de Felsöbánya produit :

1° De la pyrite de fer, aurifère et argentifère : une partie seulement a besoin de passer à la préparation mécanique ; une proportion assez forte peut être envoyée directement aux usines ;

2° De la galène très-peu argentifère, toujours mélangée avec du sulfure d'antimoine et de la blende : ce minerai doit passer presque tout entier à la préparation mécanique ;

3° Les menus de l'exploitation, et les pyrites altérées provenant des anciens travaux, qui ont tous besoin d'être enrichis.

La préparation mécanique des minerais pauvres, pyriteux, plombeux, altérés, est faite tout à fait comme à Nagybánya ; on bocarde très-fin, on

classe les sables et schlamms dans des labyrinthes et des bassins de dépôt; on enrichit sur des tables dormantes et jumelles.

On obtient par là des schlichs plombeux, pyriteux et ferrugineux ; ces derniers provenant du lavage des minerais altérés.

Les travaux de Felsöbánya ne donnent pas de très-bons résultats, c'est-à-dire que les frais d'exploitation et de préparation mécanique sont presque égaux à la valeur pécuniaire contenue dans les produits obtenus.

Ainsi en 1847 les dix ateliers de préparation mécanique ont dépensé plus de	100,000 fr.
L'exploitation	220,000
Et la valeur produite n'a pas dépassé	350,000
La différence entre ces deux nombres est inférieure aux frais de fusion, qui sont estimés à	80,000

Il ne faut cependant pas prendre ces chiffres dans un sens trop absolu, et il importe de tenir compte de la nécessité de continuer l'exploitation de la mine de Felsöbánya, qui seule fournit la galène nécessaire au traitement métallurgique suivi à Nagybánya.

Mines de Kapnik.

Les filons exploités à Kapnik sont entièrement dans le grünstein porphyr, et présentent par là une certaine analogie avec ceux de la contrée de Schemnitz.

Le grünstein est recouvert par les trachytes, au Nord de la ville, et plonge sous les grès tertiaires vers le Sud-Ouest; la distance du grès au trachyte est d'environ 9 kilomètres. Dans cette étendue on a reconnu bien des vestiges de travaux anciens, mais on n'a rencontré, dans les exploitations, rien de comparable aux excavations gigantesques de Nagybánya et de Felsöbánya.

Une grande partie des travaux modernes ont été poussés dans les filons vierges; ils ont fait connaître deux systèmes principaux de filons parallèles, dirigés l'un sur l'h. 3, l'autre sur l'h. 6. Le dernier système paraît être plus ancien que le premier, car tous les filons sur l'h. 6 sont coupés et rejetés de quelques mètres par les filons sur l'h. 3.

Toutes les veines sont peu puissantes, et rarement les travaux d'exploitation doivent être faits sur une largeur supérieure à $1^m,25$. Cependant dans quelques renflements la puissance atteint 5 et 6 mètres. Les filons sont en général peu distants les uns des autres : l'écartement varie de 100 à 200 mètres.

La séparation de la roche encaissante est ordinairement assez nette, bien que le grünstein soit toujours altéré, ou tout au moins facilement altérable à l'air, au contact des filons.

Dans le système dirigé sur l'h. 6, le remplissage principal est une roche feldspathique assez tendre, qui contient des veines irrégulières de silicate, de carbonate et d'oxyde de manganèse, de fahlerz argentifère, de pyrite aurifère et de blende.

Les filons sur l'h. 3 renferment la même roche feldspathique, assez facilement altérable, avec quartz et pyrite un peu aurifère; mais ils présentent souvent des veines régulières de calcaire spathique, de chaux sulfatée bleuâtre. La régularité de ces veines est surtout remarquable dans les renflements, dont le milieu est presque toujours vide et tapissé de cristaux de galène, de cuivre gris, de quartz, de pyrite de blende tétraédrique, etc.... De ces géodes proviennent les beaux échantillons cristallisés, qui ont donné aux mines de Kapnik une réputation minéralogique universelle.

Dans ces filons, exploités par le gouvernement, l'or natif est assez rare, et les minerais utiles sont : la galène, la pyrite un peu aurifère et argentifère, le cuivre gris riche en argent.

Au Nord de la ville et dans le voisinage des trachytes, d'autres filons, également dans le grünstein, sont exploités par des compagnies particulières; ils contiennent principalement de la pyrite aurifère et de l'or natif.

Galerie d'écoulement. — Les travaux des particuliers sont faits sur une échelle comparativement très-petite, mais les produits sont assez importants, à cause de la richesse en or des minerais.

Les eaux sont assez abondantes dans les mines impériales, et pour assécher les travaux on a dû percer successivement plusieurs galeries d'écoulement, à des niveaux de plus en plus bas. La galerie la plus profonde, qui est commencée depuis longtemps déjà, et ne sera terminée que dans une vingtaine d'années, a son orifice tout auprès de l'usine, à plus de 8 kilom. de distance de la ville. Elle doit donner une exhaurre de 100 mètres.

Préparation mécanique. — Les minerais doivent subir d'abord un cassage et un triage, ensuite une préparation mécanique complète. La série des opérations et les appareils sont identiques avec ceux de Schemnitz, par conséquent nous n'avons pas à nous arrêter sur ce sujet.

Les produits sont :

1° Du schlich pyriteux, un peu aurifère et argentifère;

2° Du schlich plombeux, un peu argentifère et contenant une notable proportion de blende;

3° Du schlich spécialement argentifère;

4° De l'amalgame d'or, provenant principalement des mines exploitées par les particuliers;

5° Des minerais bons à fondre, provenant du cassage et du triage.

Pour donner un aperçu de l'importance des mines de Kapnik, nous exposerons quelques chiffres sur la production et les dépenses des mines impériales en 1850.

Elles ont produit :

1° Minerais bons à fondre, provenant des cassage et triage, 5,880 quint. métr. contenant :

Plomb.......	43qm,68, soit par tonne	7k,50
Argent......	716k,905..............	1k,219

2° Minerais de brocard, 184,446 quint. mét, qui ont subi la préparation mécanique, et ont donné :

Schlichs plombeux et pyriteux : 10,404qm,25, soit 5,64 p. 0/0 contenant :

		k.
Plomb.........	523qm,60, soit par tonne	5,03
Argent aurifère.	466k,917..............	0,449
Or............	14k,0525.............	0,0135

Nous ne tenons pas compte de la pyrite, parce que sa valeur résulte uniquement de son utilité dans le traitement métallurgique; sa proportion sera indiquée dans la seconde partie de notre mémoire (*voir* plus loin : Usine de Kapnik).

La valeur pécuniaire du plomb, de l'argent et de l'or, contenus dans les minerais et les schlichs bons à fondre, est seulement de 325,822f,50.

Les dépenses ont été [1] :

Pour l'exploitation	210,000 fr.
Pour la préparation mécanique.......	65,000
Total......................	275,000

La différence entre la valeur des métaux utiles contenus dans les minerais et les dépenses faites pour les obtenir est évidemment inférieure aux frais du traitement métallurgique. Ainsi les mines de Kapnik ne paraissent pas être dans une position économique plus favorable que celle de Felsöbánya.

Cette situation est du reste à peu près la même pour tout le district de Nagybánya, au moins pour les mines exploitées par le gouvernement. Les mines des particuliers sont au contraire très-prospères à Veresvig et à Kapnik, etc., à cause de la très-forte proportion d'or natif rencontrée dans plusieurs veines.

En 1850, les mines impériales de tout le district de Nagybánya ont produit :

1. Nous ne pouvons donner que des nombres approximatifs, mais nous pouvons affirmer que les chiffres précédents s'éloignent très-peu des dépenses réelles.

Plomb		3,816qm,50
Cuivre		278qm,88
Argent		2,625k,56
Or		88k,69
Amalgame.	Argent	91k,69
	Or	20k,5975

	fr.
La valeur de ces métaux est de	1,097,080
Les dépenses d'exploitation et de préparation mécanique se sont élevées à	1,015,550
Les frais de traitement métallurgique ont été évalués à	288,270
En sorte que la perte pour tout le district a été de	206,840

Mines de Schmöllnitz, d'Orawicza, de Szaska.

Nous ne décrirons pas en détail les mines de Schmöllnitz, dans la haute Hongrie, ni celles du Banat, autrefois florissantes et maintenant à peine exploitées.

Les mines de Schmöllnitz produisent des espèces minérales du cuivre, cuivre pyriteux plus ou moins altéré, cuivre gris argentifère, et surtout des eaux chargées de sulfate de cuivre, desquelles on extrait le métal par cémentation. L'absence de la galène influe sur le traitement métallurgique, en forçant à extraire l'argent par l'amalgamation du cuivre noir.

Dans le Banat, à Szaska, Cziklova, Orawicza, etc., on trouve de nombreux vestiges d'anciennes exploitations, des scories, des débris d'usines. Depuis un siècle on a entrepris des explorations dans les vieux travaux, et les recherches, presque toutes faites par des compagnies particulières, ont produit assez de minerais pour entretenir les usines impériales de Cziklova, d'Orawicza et de Dognaska. Mais en somme les recherches n'ont pas conduit à la découverte de gîtes importants, et les propriétaires seraient heureux de les céder au gouvernement.

Le terrain, très-montagneux, est composé de grünstein, de syénite, de micachistes et de calcaire.

Les minerais de cuivre se trouvent en amas irréguliers, formant chapelets, à la séparation de deux terrains.

Les amas contiennent de la blende, de la pyrite de fer, du cuivre pyriteux et du cuivre gris argentifère, quelquefois même de l'or natif [1].

Les travaux ont été faits presque tous par des galeries dans les parties su-

1. A Orawicza, on a construit un atelier de préparation mécanique, dont le moteur est une machine à vapeur, pour extraire l'or contenu dans des pyrites de fer, en partie altérées.

périeures des montagnes, et produisent des minerais en grande partie altérés par les agents atmosphériques.

Les minerais sont en général assez pauvres et ne rendent pas 4 p. 100 de cuivre, après avoir subi un cassage et un triage. L'altération et la transformation partielles en oxydes empêchent de les enrichir par une préparation mécanique.

Les minerais du Banat peuvent se diviser en trois catégories :

1° Minerais de cuivre contenant peu d'arsenic : Ils sont traités à l'usine d'Orawicza ; on leur réunit toutes les pyrites de fer non arsenicales qu'on peut se procurer ;

2° Minerais de cuivre argentifères : ils renferment tous de l'arsenic, et par suite ne peuvent donner que du cuivre de qualité inférieure ; pour cette raison, on traite avec eux tous les minerais non argentifères qui contiennent de l'arsenic. Ils sont traités à l'usine de Cziklova, qui emploie, comme celle de Schmöllnitz, l'amalgamation du cuivre noir ;

3° Pyrites de fer plus ou moins altérées, contenant de l'or natif. Quelques-uns de ces minerais, les plus riches en or, sont traités simplement par préparation mécanique ; les plus pauvres sont fondus à Dognaska, petite usine qui peut se procurer une certaine quantité de galène.

Nous indiquerons dans la seconde partie de ce mémoire la production des usines de Cziklova et Orawicza, déjà décrites par M. de Chancourtois.

SECONDE PARTIE.

Traitement des Minerais.

L'extraction de l'or et de l'argent des minerais exploités en Hongrie présente un grand intérêt, en raison de la nature même des minerais difficiles à traiter, et généralement pauvres. Nous avons fait connaître dans la première partie de ce mémoire les circonstances principales du gisement, la richesse des minerais et le mode de préparation mécanique. Nous avons indiqué les différences dans la nature des gangues, des sulfures métalliques, dans la proportion de l'or et de l'argent, qui caractérisent les différents districts de mines de la Hongrie et du Banat.

Ces différences ont conduit à des méthodes de traitement métallurgique particulières à chaque district, et s'écartant beaucoup des procédés suivis dans les autres contrées de l'Europe. Les méthodes, adoptées à la suite d'expériences continuées pendant une longue suite d'années avec des phases diverses, ne sont pas encore parvenues au degré de perfection désirable. Il

nous a cependant semblé intéressant de les réunir toutes dans un seul mémoire, en faisant ressortir les raisons pour lesquelles des opérations différentes sont appliquées pour un même but et dans un même pays à des minerais dissemblables.

Nous aurons à insister, en commençant, sur le mode de réception des minerais dans les usines impériales, question extrêmement importante et difficile, en raison du grand nombre des mines exploitées par l'État et par les particuliers, qui livrent les minerais aux mêmes usines : nous entrerons nécessairement à ce sujet dans la discussion des procédés d'essais des minerais et des différents produits d'usines : nous réunirons dans un seul chapitre tout ce qui se rattache à cette question.

Nous consacrerons un second chapitre aux méthodes suivies dans la contrée de Nagy-Bánya et de Kapnick, sur la limite de la Transylvanie, et appliquées aux minerais aurifères.

Dans un troisième chapitre, nous décrirons le traitement des minerais principalement argentifères de la contrée de Schemnitz.

Nous donnerons en dernier lieu la méthode suivie à Orawicza, dans le Banat, et à Schmöllnitz, en Hongrie, pour retirer l'argent des minerais cuivreux dans des circonstances tout à fait particulières, c'est-à-dire en l'absence complète de matières plombeuses. Nous insisterons moins sur cette dernière méthode que sur les deux premières, parce qu'elle a été déjà décrite en détail dans les *Annales des mines* [1].

CHAPITRE PREMIER.

RÉCEPTION DES MINERAIS DANS LES USINES.

Les usines sont presque toutes impériales [2], tandis que les mines sont exploitées, les unes par l'état, les autres par les particuliers. En outre, plusieurs

1. *Annales des mines*, 4e série, 1846, t. X. — Amalgamation du cuivre noir dans le Banat, par M. de Chancourtois, ingénieur des mines.

2. Cependant quelques usines sont à la charge des particuliers, c'est-à-dire elles reçoivent les minerais des particuliers, en les achetant d'après leur richesse indiquée par les essais; à la fin de l'année, les comptes réglés, les pertes ou les bénéfices sont répartis entre l'Etat et les vendeurs des minerais. Ce système est adopté notamment à Orawicza, dans le Banat.

Dans tous les états autrichiens, l'empereur a seul le droit de retirer, par voie de fusion dans des fourneaux, l'or et l'argent des minerais. Les particuliers peuvent obtenir des plombs, cuivres, mattes, etc., aurifères et argentifères. Ces produits doivent être livrés aux usines impériales.

Les particuliers peuvent aussi retirer l'or et l'argent par des procédés autres que la fusion : les deux métaux doivent toujours être livrés aux agents de l'administration des mines.

associations d'ouvriers obtiennent la permission d'enlever, à leurs risques et périls, les minerais existant encore dans des travaux anciens et abandonnés. Par suite de ces conditions, chaque usine reçoit des minerais de provenances très-diverses, et qui lui sont souvent livrés en très-faibles parties. Les plus grands soins doivent être apportés dans la réception, afin qu'on puisse se rendre un compte suffisamment exact de la nature et de la richesse des minerais admis par les usines, et surtout afin qu'on puisse payer aux particuliers les minerais livrés, d'après la valeur réellement représentée par les métaux contenus, déduction faite des pertes et des frais de traitement métallurgique.

La réception des minerais est soumise à un certain nombre de règles et de formalités dont l'ensemble est nommé *Einlösung system*. Nous allons en faire connaître les dispositions générales.

1° On procède à la réception des minerais à des époques déterminées, et suffisamment écartées les unes des autres pour qu'on puisse dans l'intervalle faire tous les essais, et tenir toutes les écritures que nécessite chaque réception. Cette réception a lieu ordinairement tous les mois, et plus rarement tous les quinze jours.

2° L'employé, préposé à la réception, a soin de bien séparer les différentes parties de minerais qui sont présentées, quelle que soit leur importance, et en même temps tenir note des provenances, des circonstances diverses et du poids.

3° La pesée des minerais est faite, centner par centner (le centner est le quintal autrichien; il vaut cent livres ou 56 kilogrammes) sur une balance ordinaire et dans une caisse tarée. La partie de minerai à recevoir est étendue sur une aire, disposée près de la balance et bien rapidement mélangée à la pelle, de manière à obtenir déjà une certaine homogénéité. On charge ensuite dans des sébilles de bois contenant chacune environ un cinquième de centner, et on les verse successivement dans la caisse tarée, placée sur la balance. Le receveur prend, avec une petite pelle à main, de chaque sébille, pendant qu'on verse son contenu dans la caisse, une quantité de minerai variable. Pour les schlichs et pour les minerais pulvérulents, provenant de préparation mécanique et par conséquent fort homogènes, la quantité est moins grande que pour les menus des mines ou pour les minerais qui n'ont encore subi que le cassage à la main.

Toutes les prises d'essai partielles, provenant d'une même livraison, sont réunies et bien mélangées. De la masse homogène qu'on admet représenter la composition de toute la partie de minerais, on prend une quantité assez grande pour qu'on puisse faire ultérieurement tous les essais. Cette quantité est d'environ $2^k,80$ pour les minerais d'argent, de cuivre, de plomb, et $5^k,60$ pour les minerais aurifères, pour lesquels il est nécessaire de faire l'essai spé-

cial pour or. On doit prendre à part une quantité de minerai d'environ 1k,68 pour déterminer l'humidité.

Ces prises d'essai sont renfermées dans des sacs convenablement étiquetés, tandis que les minerais pesés sont envoyés en dépôt provisoire.

Essai pour humidité. — A l'usine, on commence par déterminer la proportion d'eau dont les minerais sont imprégnés, en chauffant un certain poids de la prise d'essai spéciale, sur une plaque de tôle, à une température ménagée de manière à ce que l'eau soit bien chassée, mais qu'il n'y ait pas décomposition chimique.

Après cette première opération, on peut savoir à l'usine le poids du minerai humide qui a été reçu et son poids réel. Il est nécessaire que la détermination de l'humidité soit faite à l'usine, et de suite après la pesée des minerais, afin que l'état hygrométrique de la prise d'essai soit bien le même que celui des minerais au moment de la pesée. Mais c'est la seule opération qui soit laissée à l'arbitraire de l'usine, et par laquelle on puisse, en indiquant une perte fictive, altérer les quantités de minerais entrés.

Le sac cacheté dans lequel est renfermée la prise d'essai est envoyé au bureau d'essai du district, nommé le *Probiergaden.*

Là le minerai est pulvérisé, s'il est nécessaire, ensuite rendu bien homogène et desséché exactement. Il est ensuite divisé en quatre parties qui sont renfermées dans quatre paquets différents, soigneusement étiquetés et cachetés, puis envoyés aux quatre essayeurs avec l'indication des métaux pour lesquels les essais doivent être faits, mais sans énoncer la provenance. Quand les minerais ou matières doivent être essayés pour or, on envoie à chaque essayeur deux paquets de la même matière ; l'un doit servir à la détermination de l'argent, du plomb, etc.; l'autre spécialement à celle de l'or.

Les quatre essayeurs sont :

1° L'essayeur du gouvernement, *Probiergaden probierer* ;

2° L'essayeur de l'usine, *Schmelzhütten probierer* ;

3° L'essayeur des particuliers, *Handlüngs-probierer* ;

4° L'essayeur de la chambre des mines, *Büchaltungs probierer.*

Les trois premiers font séparément les essais demandés, et envoient les résultats à l'administration sur des feuilles imprimées et signées.

Les résultats sont inscrits sur un registre avec les noms des essayeurs, et sont comparés par l'officier des mines qui remplit cette fonction spéciale. Quand deux essais sont suffisamment rapprochés et présentent des différences moins grandes que les écarts de tolérance, dont nous donnerons plus loin le tableau, on prend la moyenne entre les deux résultats, et cette moyenne est admise comme représentant la richesse réelle. Si, au contraire, des trois résultats envoyés par les essayeurs, deux ne sont pas suffisamment concor-

dants, le quatrième essayeur doit faire à son tour les essais, et ses résultats sont comparés avec ceux des trois premiers. On prend alors pour la richesse des minerais la moyenne des deux essais concordants [1].

Si enfin les résultats produits par les quatre essayeurs ne présentent pas, pour deux d'entre eux, la concordance convenable, ce qui arrive très-rarement, les essais doivent être tous recommencés jusqu'à ce qu'on arrive à deux résultats concordants.

Quand on est parvenu à déduire une moyenne, on la transcrit sur le registre spécial des essais, dans lequel on indique :

1° La provenance du minerai ;

2° Le poids humide du minerai livré ;

3° La proportion d'humidité par quintal ;

4° Le poids sec ou réel du minerai ;

5° Les teneurs en or, argent, plomb, cuivre, le rendement en matte ;

6° Les quantités des métaux contenus dans le minerai ;

7° La valeur brute des métaux ;

8° Les déductions qu'il faut faire subir pour les frais d'essai, pour les pertes au traitement métallurgique, pour les frais de traitement, pour les frais de régie, de direction, de monnayage, de séparation de l'or et de l'argent, pour la redevance ;

9° Enfin la valeur nette représentée par les métaux, après toutes ces déductions.

Des copies sur feuilles à têtes imprimées sont mises à la disposition des particuliers ou des intéressés, et sont envoyées à l'usine.

La valeur nette des métaux est payée aux particuliers [2], ou portée au compte des mines impériales et des brocards appartenant à l'état, dans lesquels les minerais ont été travaillés.

A la suite de toutes ces formalités, les minerais sont définitivement admis, réunis aux minerais de même nature existant déjà en magasin, et ils peuvent être fondus.

Les essais et les écritures sont faits avec une très-grande rapidité, et il suffit d'une huitaine de jours pour achever tout ce qui est relatif à la réception de 250 à 300 livraisons différentes de minerais.

Procédés d'essais. — Nous allons maintenant exposer en peu de mots les procédés adoptés pour les différents essais.

1. Quand les résultats des essais faits par l'essayeur des particuliers, concordent suffisamment à ceux des autres essayeurs, on admet la teneur en or et en argent indiquée par le premier.

2. Les particuliers ont le droit de se faire payer l'or de leurs minerais en or monnayé et l'argent en argent monnayé. Pour les autres métaux, ils ne peuvent pas refuser le papier.

Les minerais sont essayés suivant leur nature :

1° Pour matte : nous verrons bientôt que le rendement en matte est un élément indispensable à connaître, et que les pyrites de fer, très-pauvres en argent et en or, sont extrêmement utiles, en servant à produire les mattes en proportion convenable ;

2° Pour plomb : on ne cherche pas à connaître la quantité de plomb que les minerais rendraient, si le but du traitement était l'extraction du plomb, mais bien la quantité de métal que peut isoler le traitement pour argent ; aussi le mode d'essai paraît au premier abord, donner des résultats très-inexacts ;

3° Pour argent aurifère ;

4° Pour or ;

5° Pour cuivre.

Dans tous les essais, on emploie pour la pesée, non des poids réels, mais des poids fictifs, auxquels on donne les noms de centner, marc, loth, quintel, denär, et qui présentent entre eux les mêmes rapports que les poids véritables [1]. Les nombres donnés par les essais indiquent, sans transformations et sans calculs, les proportions des matières utiles ou métaux contenues dans un quintal de minerais.

Le centner d'essai, ou quintal réduit, n'a pas besoin d'avoir un poids déterminé ; celui qu'on emploie le plus souvent pèse environ 6 grammes. On opère par conséquent les essais sur des quantités de matières et minerais un peu moins grandes que celles usitées dans les laboratoires français : ces quantités sont suffisantes pour donner des résultats assez exacts, et il serait fort difficile de les augmenter sans employer des vases et des creusets plus grands, et par suite sans diminuer le nombre des essais qu'on peut faire à la fois dans un fourneau.

Essai pour matte. — L'essai pour matte se fait pour les pyrites aurifères, comme opération préalable, servant à concentrer l'or dans une moins grande quantité de matières, et par conséquent à rendre la scorification plus facile. Il se fait également pour les pyrites pauvres, dans le but spécial de déterminer la quantité de matte que ces minerais peuvent produire dans le traitement.

L'essai pour matte consiste en une fusion avec du borax. On mélange : 1 p. minerai, 1 p. borax fondu ; on introduit le mélange dans un creuset, on recouvre de 1 p. borax et d'une petite quantité de sel gemme décrépité au feu. On introduit les creusets au nombre de 30 dans la moufle d'un grand four de

1. Le centner vaut 100 livres (pfund): la livre vaut 2 marcs, le marc = 16 loth ; le loth vaut 4 quintel, le quintel = 4 denär.

coupelle, portée d'avance au blanc : on ferme l'entrée avec des charbons et on chauffe une bonne demi-heure. Après ce temps, on retire un des creusets les plus voisins de la porte, et si la fusion est complète, on doit supposer qu'elle l'est aussi pour tous les autres creusets, qui sont soumis à une température plus élevée. Dans le cas contraire on continue à chauffer jusqu'à ce que la fusion soit parfaite dans la première rangée des creusets. On retire alors les essais de la moufle, en suivant exactement l'ordre de leur introduction. On les casse après refroidissement, et on pèse les culots de matte.

On fait ordinairement deux essais en même temps pour chaque minerai; on ne doit pas trouver des écarts de plus de 2 p. 100 dans les poids des mattes. Si les différences sont plus grandes, on recommence immédiatement.

Quand il s'agit de comparer les résultats obtenus par différents essayeurs, on admet des écarts de 10 p. 100 et la même tolérance existe, quel que soit le rendement des minerais en matte.

Essais pour plomb. — Les essais de plomb sont faits par des procédés entièrement différents de ceux suivis dans les laboratoires : nous en avons indiqué déjà la raison. On ne cherche pas à obtenir le rendement véritable en plomb, mais bien une approximation de la quantité de métal que le traitement métallurgique peut produire. On conçoit parfaitement qu'il serait inutile de connaître, et mettre en évidence par les essais, la quantité de plomb contenue dans un minerai, quand il doit être soumis à des opérations qui perdent nécessairement une très-grande quantité du métal. Les essais doivent servir spécialement à indiquer la valeur utile des minerais et le prix qu'ils doivent être payés par les usines, et par conséquent ils ne doivent donner que la quantité de plomb utilisable.

Il faut cependant observer que les essais devraient être faits sur tous les minerais de plomb, admis dans les usines, dans le but d'éclairer les directeurs sur la perte énorme que fait éprouver le traitement métallurgique adopté.

L'essai pour plomb comprend trois opérations :

1° Grillage aussi complet que possible des minerais ;

2° Fusion des minerais grillés avec des flux réductifs;

3° Coupellation des culots de plomb, afin de déterminer la richesse en argent et en or.

Chacun des essayeurs doit faire à la fois deux essais du même minerai, et recommencer ceux qui ne présentent pas de concordance.

Quant aux trois opérations dont se composent les essais de plomb, nous n'avons que peu de mots à en dire, parce qu'elles ne présentent aucune particularité.

Le grillage est fait dans des têts très-plats disposés en nombre très-grand dans des petits fours à réverbères, souvent chauffés avec les flammes perdues des fourneaux de coupelle. Il n'est pas étonnant qu'on cherche à économiser ainsi le combustible, parce que le nombre des essais faits dans l'année est considérable, et que la consommation de combustible est une dépense assez importante.

Les seules précautions dans le grillage sont : de bien ménager la température dans le commencement, afin d'éviter toute agglomération des matières ; de remuer fréquemment dans chaque têt ; de terminer le grillage par un bon coup de feu oxydant.

La fusion pour plomb est faite dans des creusets réfractaires, en mélangeant les matières grillées avec 3 à 4 p. de flux noir, et recouvrant d'une couche de sel gemme décrépité. Elle est faite dans la moufle d'un grand four de coupelle, qui contient de 25 à 30 creusets : elle dure une demi-heure au plus.

La coupellation et la séparation de l'or et de l'argent, quand cette opération est nécessaire, sont faites par les procédés ordinaires et bien connus. On suit, autant que possible, la vieille et bonne tradition : coupeller froid, faire passer l'éclair à haute température (*Kühl Treiben, heiss blicken*).

Les différences tolérées dans les résultats obtenus par les essayeurs sont variables avec la richesse ; elles sont de :

Pour les minerais rendant	de 10 à 29 p. 100 de plomb		2 p. 100
—	—	de 30 à 59	—	4 p. 100
—	—	de 60 et au-dessus	—	6 p. 100

pour la richesse en argent et en or, les différences admises sont les mêmes que pour les minerais d'argent aurifères.

Essai pour argent aurifère. — On essaye pour argent aurifère les minerais et les produits d'usine par des procédés différents, suivant la nature des matières.

Nous avons indiqué précédemment les précautions qu'on doit prendre pour obtenir des échantillons des minerais, représentant aussi exactement que possible la teneur moyenne de toute la partie livrée aux usines. Les soins ne doivent pas être moindres pour les produits du traitement métallurgique, tels que les scories, les mattes, les cuivres noirs, les plombs d'œuvre.

Ces produits sont loin d'être homogènes. Les mattes par exemple, qui sont enlevées par rondelles, présentent pour les différentes rondelles d'une même coulée d'assez grandes différences dans la richesse en argent et en or : on a de plus constaté que pour chacune la teneur n'est pas la même au centre et près des bords. Il faut donc, pour obtenir un échantillon moyen, prendre, après le cassage de toute la coulée, des éclats de presque tous les morceaux. La difficulté est encore bien plus grande pour les cuivres noirs, qu'il n'est

pas possible de casser en morceaux assez petits; pour les plombs d'œuvre et surtout pour les scories. Pour les métaux et autres matières fondues, il serait certainement bien plus exact de prendre des essais assez nombreux dans la matière en fusion et au moment de la coulée.

Les différents procédés d'essai pour argent aurifère sont les suivants :

Les minerais de plomb et les matières plombeuses sont essayés pour plomb, quand ils tiennent une proportion notable de ce métal, et les culots sont passés à la coupellation.

Les plombs d'œuvre sont coupellés directement.

Les minerais pyriteux [1], et en général tous les produits d'usines, non plombeux, sont essayés par scorification, avec addition des flux convenables, pour déterminer la fusion des gangues et des oxydes métalliques, borax, verre terreux, litharge, et d'une proportion variable de plomb pauvre.

Les culots de plomb donnés par la scorification sont ensuite coupellés.

Les deux opérations, scorification et coupellation, sont faites dans la moufle du même four de coupelle et en prenant toutes les précautions ordinaires.

Tableau des différentes limites dans les résultats des essais donnés par les essayeurs.

TENEURS en argent aurifère.	DIFFÉRENCES tolérées.	TENEURS en argent aurifère.	DIFFÉRENCES tolérées.
en loth par centner.		en grammes par 100 kilog.	
loth.	quintel.	gr. — gr.	gr.
1/4 à 0 3/4	1/4	7,81 — 23,44	1,9531
1 à 1 3/4	1/2	31,25 — 54,69	3,906
2 à 5 3/4	1	62,50 — 179,69	7,8125
6 à 11 3/4	2	187,50 — 367,19	15,625
12 à 17 3/4	3	375,00 — 554,69	23,437
18 à 23 3/4	4	562,50 — 742,19	31,25
24 à 35 3/4	5	750,00 — 1117,17	39,06
36 et au-dessus.	6	1125,00 — »	46,875

Essai pour or. — L'essai spécial pour or n'est pas fait pour toutes les matières aurifères. Pour un grand nombre de minerais produits par des mines exploitées depuis longues années, et pour lesquels l'expérience a

1. Les minerais très-pauvres et pyriteux sont souvent fondus d'abord pour matte, et celle-ci est soumise ensuite aux deux autres opérations, scorification et coupellation : on évite de cette manière la difficulté de la scorification de minerais très-pauvres, et les pertes en argent que cette opération occasionnerait.

indiqué que la teneur en or est peu variable, on se contente de déterminer la teneur en argent aurifère, et on admet pour la richesse de l'argent en or, celle indiquée par des essais répétés à des intervalles plus ou moins longs.

Quand un bocard traite seulement les minerais d'une mine, on essaye tous les produits pour argent aurifère; mais la détermination de l'or dans l'argent n'est faite que sur le mélange de tous les produits, et on a soin de prendre le mélange des quantités proportionnelles à celles livrées aux usines.

Toutes les fois qu'on veut faire l'essai pour or, il faut obtenir un bouton d'argent aurifère assez gros pour qu'on puisse faire facilement la séparation des deux métaux par l'acide azotique.

Ordinairement la proportion de l'or à l'argent est assez faible, pour que l'acide azotique attaque certainement tout l'argent et laisse bien tout l'or indissous; quand le contraire se présente, c'est-à-dire quand la quantité d'argent n'est pas au moins quadruple de celle de l'or, on procède par inquartation en ajoutant avant la coupellation une proportion convenable d'argent fin. On attaque ensuite le bouton par l'acide azotique, en prenant toutes les précautions ordinaires pour que l'argent soit bien tout dissous et pour qu'on puisse recueillir exactement tout l'or.

Les différences tolérées entre les résultats obtenus par les essayeurs sont variables avec la richesse des matières essayées. Elles sont consignées dans le tableau suivant :

TENEUR en or en denar par marc d'argent aurifère.	DIFFÉRENCE TOLÉRÉE pour une teneur en argent aurifère.		TENEUR en or par 1 kilog. d'argent aurifère. — grammes.	DIFFÉRENCE TOLÉRÉE pour une teneur en argent aurifère.	
	moindre que 1 loth par centner.	plus grande que 1 loth par centner.		moindre que 31g,25 par 100 kilog.	plus grande que 31g,25 par 100 kilog.
denar	denar	denar		gr.	gr.
1 à 1 3/4	1/2	1/4	3,906 à 6,835	1,953	0,9765
2 à 3 3/4	1	1/2	7,812 à 14,647	3,906	1,953
4 à 5 3/4	2	1	15,624 à 22,459	7,812	3,906
6 à 7 3/4	3	1 1/2	23,436 à 30,271	11,718	5,859
8 et au-dessus.	4	2	31,248 et au-dessus.	15,624	7,812

Ce tableau prouve que les résultats donnés par les essais pour or sont considérés comme très-incertains, principalement pour les matières pauvres en or, puisque la tolérance peut s'élever jusqu'à la moitié et même les deux tiers de la proportion indiquée par les essais.

Pour les minerais et matières tenant or et argent, chaque essayeur doit faire en même temps deux essais et recommencer quand les résultats ne sont pas bien d'accord.

Essai pour cuivre. — Les minerais de cuivre et les matières cuivreuses ne peuvent pas être essayés par voie sèche avec une très-grande exactitude; il faut avoir recours aux opérations fort longues de la voie humide pour obtenir des résultats certains; mais cette dernière marche exige trop de temps et trop de soins pour qu'on puisse l'employer dans la réception des minerais, ou pour les essais des produits des usines. Il faut avoir recours à la voie sèche.

L'essai comprend trois opérations distinctes:

1° Grillage complet sous la moufle;

2° Fusion dans des creusets avec des flux réductifs;

3° Affinage des culots de cuivres noirs, produits par la fusion.

L'essayeur doit faire en même temps deux essais de la même matière, afin d'être averti de suite, par la discordance des résultats, des fautes qu'il a pu commettre.

1° *Grillage.* — Le grillage est fait dans des têts disposés, au nombre de 25 ou 30, dans une grande moufle, et on a soin de placer au fond les minerais les moins sulfurés, ou en général ceux pour lesquels l'agglomération est moins à craindre. On a soin de chauffer d'abord très-doucement, et de retirer tous les têts au moment où les premières vapeurs apparaissent. Pendant que l'essayeur remue bien chaque essai, afin de renouveler les surfaces et de constater qu'il n'y a pas eu d'agglomération, son aide introduit dans la moufle les seconds essais des mêmes matières. Quand ceux-ci commencent à donner des vapeurs, on les retire pour les remuer, on introduit de nouveau les premiers, et on répète ces coups de feu successifs et alternatifs pour les deux séries jusqu'à ce que le grillage soit complet. On a soin de prolonger de plus en plus le séjour sous la moufle et d'élever la température à mesure que le grillage est plus avancé. Il faut une grande habileté pour bien griller, sans agglomération, un aussi grand nombre d'essais: le nombre des feux dépend de la nature des minerais; il varie en général de 8 à 20 feux.

On admet que, sauf l'antimoine et l'arsenic, un bon grillage peut chasser toutes les matières nuisibles, et oxyder complétement les métaux.

2° *Fusion.* — Les flux ordinairement employés sont: le borax, le verre à vitre, le flux blanc, le flux noir, le flux au tartre. A ceux qui ne contiennent pas de charbon, on ajoute comme réductif, soit du charbon pulvérisé, soit un mélange de résine et de charbon. On estime particulièrement la composition suivante:

1 p. borax, 2 p. verre à vitre, 1/2 p. résine, 1/6 charbon.

On emploie la proportion de 2 p. flux pour 1 p. de minerais, et on recouvre toujours les matières, dans chaque creuset, d'une faible couche de sel gemme décrépité. La fusion est faite dans des creusets rangés dans la moufle d'un même four de coupelle. La fusion complète exige de 35 à 45 minutes : quand elle est obtenue, on retire les creusets de la moufle, on introduit de nouveaux essais, etc.; quand les creusets sont refroidis, on les casse avec précaution, on note les circonstances principales qui peuvent indiquer si les essais sont bien ou mal réussis, tels que l'aspect des scories et de la matte, la réunion plus ou moins parfaite du cuivre noir en culot, sa malléabilité, son poids.

On compare immédiatement les poids des deux culots donnés par le même minerai ; ils ne doivent pas présenter une différence supérieure à un demi p. 100; toutefois, on ne recommence les essais que quand la différence dépasse 2 p. 100. On prend la moyenne entre les poids des deux culots; elle représente la richesse des minerais en cuivre noir.

3° *Affinage.* — L'affinage des culots de cuivre noir est nécessaire toutes les fois que les minerais ou produits d'usines essayés renferment de l'arsenic et de l'antimoine. Quand les minerais ne contiennent pas ces deux métaux, le rendement moyen en cuivre noir peut être admis comme représentant la teneur en cuivre.

Affinage. — L'affinage des cuivres noirs contenant de l'arsenic et de l'antimoine est une opération très-délicate et qui exige une main très-habile. Elle consiste à chauffer sous la moufle, et dans des scorificatoires, les culots de cuivre noir jusqu'à fusion, avec ou sans addition de plomb, et à oxyder par l'air tous les métaux jusqu'à ce que le cuivre reste pur.

L'affinage se fait sur deux culots de cuivre à la fois, et toujours sur les deux qui proviennent du même minerai. L'addition de plomb est nécessaire pour les culots qui fondent difficilement, et pour ceux qui, après fusion, ne s'affinent pas bien : ce qu'on reconnait à l'apparence du cuivre fondu. Quand l'affinage marche bien, le cuivre fondu doit être bien découvert, paraître en mouvement constant à la surface, et les oxydes doivent se séparer nettement sur les bords.

L'affinage n'avance pas quand la surface paraît terne et en repos. Le plomb s'ajoute par parties, *bleischwere*, dont chacune pèse un dixième de quintal d'essai : il en faut jusqu'à trois pour faire passer les cuivres les plus difficiles à affiner.

L'affinage doit être terminé par un bon coup de feu au moment de l'*éclair*. On nomme ainsi l'apparence que prend le cuivre quand il est devenu bien pur : sa surface est nette, brillante, et ne manifeste plus de mouvement gyratoire.

Il faut retirer de suite après l'éclair les deux scorificatoires.

Quand on a bien nettoyé les culots et qu'on a essayé leur malléabilité sous le marteau, on les pèse ; on ne doit considérer comme réussis que les essais dont les deux culots diffèrent entre eux de moins de 2 p. 100. Si la différence est plus grande, on doit recommencer les essais.

Les poids des culots affinés sont évidemment beaucoup trop faibles et ne représentent pas la richesse réelle des minerais en cuivre. Il faut leur faire subir une correction. Voici celle adoptée à Schemnitz : elle ne paraît pas rigoureuse en ce qu'elle ne tient pas compte de l'habileté de l'opérateur, qui a la plus grande influence sur la quantité de cuivre obtenue à l'affinage.

Soit A le poids moyen du cuivre noir obtenu ;

a le poids du plus lourd culot de cuivre affiné ;

p le nombre de *bleischwere* nécessaires pour l'affinage.

La teneur en cuivre du minerai est donnée par la formule $a + \frac{A - a}{10} + p$, c'est-à-dire qu'on ajoute au poids du cuivre affiné un dixième de la perte éprouvée par le cuivre noir à l'affinage, plus un dixième du poids du plomb ajouté. (*Chaque bleischwere pèse dix livres d'essai.*)

On affirme que cette correction conduit à des résultats exacts.

Pour la comparaison des résultats obtenus par les essayeurs, on n'admet pas de différence supérieure à 2 p. 100.

Le mode d'essai de cuivre que nous venons d'indiquer n'est applicable qu'aux matières tenant une proportion notable de cuivre ; il ne peut pas être employé pour les minerais pauvres, par exemple pour ceux qui contiennent moins de 2 p. 100. Pour ces minerais pauvres, on ne tient pas compte, dans la réception aux usines, de la teneur en cuivre. On peut du reste évaluer, avec une approximation suffisante, la proportion de cuivre qu'ils renferment par un procédé déjà décrit dans les *Annales des Mines* (1846, t. X, p. 574), et fondé sur les colorations plus ou moins foncées que prennent les coupelles, dans lesquelles on passe des culots de plomb et de cuivre.

Ainsi que nous l'avons déjà fait remarquer, ces différents procédés d'essai présentent l'avantage de la rapidité et, jusqu'à un certain point, de la comparabilité des résultats. Ils indiquent aussi les proportions des métaux que le traitement métallurgique permet de retirer des minerais, bien plus que la richesse réelle ; et par conséquent, au point de vue de la réception dans les usines, ils remplissent plus utilement le but désiré que des essais exacts.

Ils ont, d'un autre côté, l'immense inconvénient de ne pas suffisamment éclairer les ingénieurs et l'administration supérieure sur les pertes réelles en métaux, auxquelles donnent lieu les méthodes suivies.

Nous allons maintenant indiquer les dispositions générales adoptées pour

la réception des minerais; nous prendrons pour exemple la contrée de Schemnitz. A Nagy-Bánya et dans le Banat, les nombres sont un peu différents; mais comme le principe est le même, nous pensons qu'il serait inutile d'insister davantage sur ce point.

Nous indiquerons d'abord les pertes en métaux sur lesquelles on base la réception des minerais, c'est-à-dire les proportions de ces métaux qu'on retranche de celles données par les essais pour en déduire les quantités que retirera le traitement métallurgique, et celles qui ne doivent pas être comptées aux vendeurs.

Tableau des pertes admises en métaux dans le traitement métallurgique.

MINERAIS OU PRODUITS tenant or et argent.		MINERAIS ET PRODUITS plombeux.		OBSERVATIONS.
sans distinction de richesse Rendement en matte ou plomb.	Perte en argent p. 0/0.	Rendement à l'essai en plomb et p. 0/0.	Pertes admises sur le plomb p. 0/0.	
0 à 9 p. 0/0	5	20 à 29 p. 0/0	17	(*)
10 à 29 —	4	30 à 39 —	15	
30 à 49 —	3	40 à 49 —	13	
50 et au-dessus.	2	50 à 59 —	10	
Plomb riche.	1/2	60 et au-dessus.	7	

(*) Pour les minerais de cuivre, on admet en outre une perte en argent de 2 1/2 par quintal de cuivre, soit 78g,125 par 100 kilog. de cuivre contenu dans les minerais.

Pour les matières contenant argent et or, on ne tient pas compte des teneurs inférieures à 1/4 loth par centner, soit 7g,8125 aux 100 kil. Pour les minerais de plomb et matières plombeuses, on n'admet pas au-dessous d'un rendement à l'essai de 20 p. 100 de plomb.

On admet comme valeur des métaux :

Pour l'or : 366fl,53 par marc, soit en prenant le florin à 2f,50; — 3275f,75 le kil.

Pour l'argent : 24 florins par marc d'argent fin, soit 214f,28 par kil.

Pour le plomb : 12fl,30 par quintal de Vienne, soit 53f,80 par 100 kil.

Le prix du plomb est assez variable : celui qui précède est le prix de 1851. Nous observerons qu'on admet pour le plomb 1/2 florin de moins que le prix du commerce, soit, pour 100 kil., 2f,23 pour couvrir les frais de commission, pour la vente des plombs et les variations dans le prix commercial.

Les frais d'essai, qui sont déduits de la valeur nette des minerais, sont réglés de la manière suivante :

DÉSIGNATION des minerais et matières essayées.	TENEUR EN ARGENT AURIFÈRE		ESSAIS faits pour les mines.		ESSAIS faits pour les usines.		ESSAIS FAITS pour les réceptions.	
	en loth par centner.	en grammes par 100 kil.	florins.	francs.	florins.	francs.	florins.	francs.
Essais pour or des matières argentifères.	de 1/4 à 11/16	7,81 à 21,48	3,30	8,75	3,30	8,75	7,00	16,50
	3/4 à 1 11/16	23,44 à 52,73	2,50	7,085	2,50	7,085	5,40	14,17
	1 3/4 à 3 3/16	54,69 à 99,61	2,00	5,00	2,00	5,00	4,00	10,00
	3 1/4 à 6 3/16	101,56 à 193,36	1,10	2,917	1,10	2,917	2,20	5,834
	6 1/4 et au-dessus	195,31	0,50	2,085	0,50	2,085	1,40	4,17
Essais pour or des matières plombeuses. (*)	de 1/4 à 11/16	7,81 à 21,48	2,50	7,085	2,50	7,085	5,40	14,17
	3/4 à 1 11/16	23,44 à 52,73	2,10	5,417	2,10	5,417	4,20	10,834
	1 3/4 à 3 3/16	54,69 à 99,61	1,40	4,165	1,40	4,165	3,20	8,33
	3 1/4 à 6 3/16	101,56 à 193,36	1,10	2,917	1,10	2,917	2,20	5,834
	6 1/4 et au-dessus	195,31	0,50	2,085	0,50	2,085	1,40	4,17
	sans distinction.	»	0,30	1,25	0,30	1,25	1,00	2,50
Essais pour Argent....	Sans distinction de richesse.		0,12	0,50	0,20	0,834	1,00	2,50
Cuivre....			0,22	0,917	0,30	1,25	1,30	3,75
Plomb....			0,12	0,50	0,20	0,834	1,00	2,50
Matte.....			0,12	0,50	0,20	0,834	1,00	2,50

(*) On voit d'après ce tableau que pour les minerais et matières aurifères, le prix des essais est d'autant moindre que la richesse est plus grande, on cherche par là à tenir compte aux vendeurs de la quantité notable de matière prélevée pour les essais. Il faut remarquer aussi qu'on fait payer les essais bien plus cher pour la réception dans les usines, que dans le cas où il s'agit seulement d'éclairer les mineurs ou les directeurs d'usines sur la richesse des minerais et produits.

Pour frais de direction supérieure des usines, on fait sur les valeurs des métaux qu'on peut retirer des minerais une retenue uniforme de 3/4 p. 100.

Pour les frais de monnayage, on retranche :

1° 1f,92 pour les essais et pour chaque livraison ;

2° 1f,25 pour frais de séparation de l'or et de l'argent et pour chaque marc d'argent aurifère ;

3° 1/2 p. 100 de la valeur de l'or } pour frais de frappage
1/2 — de l'argent } de monnaies.

Enfin, on fait encore subir à la valeur reconnue par les essais des différents

minerais, une retenue pour les frais de traitement métallurgique et les frais de régie.

Cette retenue est variable avec la teneur en argent aurifère, en plomb, cuivre, et avec le rendement en matte. Nous donnons la série complète adoptée à Schemnitz depuis 1846, et sans faire la traduction en mesures françaises, d'abord parce que cette traduction n'offrirait que peu d'intérêt, ensuite et principalement parce que les mesures autrichiennes font mieux ressortir l'esprit dans lequel ce tableau a été fait.

Tableau des retenues faites sur la valeur des minerais pour couvrir les frais de traitement métallurgique et les frais de régie dans le district de Schemnitz.

TENEUR en argent aurifère en loth par centner.	MINERAIS ET PRODUITS ARGENTIFÈRES rendant à l'essai en matte par centner.							MINERAIS ET PRODUITS PLOMBEUX.							
								MATIÈRES OXYDÉES RENDANT A L'ESSAI de plomb.					LITHARGES.	SULFURE DE PLOMB.	PLOMB RICHE.
	0 à 9	10 à 19	20 à 29	30 à 39	40 à 49	50 à 59	60	20 à 29	30 à 39	40 à 49	50 à 59	60	—	—	—
	florins, kreuzer.	florins, kreuzer.	florins, kreuzer.	florins, kreuzer.	florins, kreuzer.	florins, kreuzer.	florins, kreuzer.	florins, kreuzer.	florins, kreuzer.	florins, kreuzer.	florins, kreuzer.	florins, kreuzer.	florins, kreuzer.	florins, kreuzer.	florins, kreuzer.
	f. k.	f. k.	f. k.	f. k.	f. k.	f. k.	f. k.	f. k.	f. k	f. k.	f. k.	f. k.	f. k.	f. k.	f. k.
1/4	0,57	0,49	0,42	0,36	0,30	0,23	0,14	0,56	0,50	0,44	0,37	0,27	0,15	1,15	0,24
1/2	1,00	0,51	0,45	0,39	0,33	0,26	0,17	0,57	0,51	0,45	0,38	0,28	0,17	1,16	0,25
3/4	1,3	0,54	0,48	0,42	0,36	0,29	0,20	0,58	0,52	0,46	0,39	0,29	0,19	1,18	0,26
1	1,6	0,57	0,51	0,45	0,38	0,32	0,23	1,00	0,54	0,48	0,41	0,31	0,21	1,20	0,28
1 1/4	1,9	1,00	0,54	0,47	0,41	0,34	0,26	1,2	0,56	0,50	0,43	0,33	0,23	1,22	0,29
1 1/2	1,11	1,2	0,56	0,50	0,44	0,37	0,29	1,4	0,58	0,52	0,45	0,35	0,25	1,23	0,31
1 3/4	1,14	1,5	0,59	0,53	0,47	0,40	0,32	1,6	1,00	0,54	0,47	0,37	0,27	1,24	0,33
2	1,17	1,8	1,2	0,56	0,50	0,43	0,34	1,8	1,2	0,56	0,49	0,39	0,29	1,26	0,34
2 1/4	1,20	1,11	1,5	0,59	0,53	0,46	0,37	1,10	1,4	0,58	0,51	0,41	»	1,28	0,35
2 1/2	1,23	1,14	1,8	1,2	0,56	0,49	0,40	1,12	1,6	1,00	0,53	0,43	»	1,30	0,37
2 3/4	1,27	1,18	1,11	1,5	0,59	0,52	0,43	1,14	1,8	1,2	0,55	0,45	»	1,32	0,38
3	1,31	1,22	1,15	1,9	1,3	0,56	0,47	1,16	1,10	1,4	0,57	0,47	»	1,34	0,39
3 1/2	1,38	1,28	1,22	1,16	1,10	1,3	0,54	1,19	1,13	1,7	1,00	0,50	»	1,37	0,42
4	1,45	1,35	1,29	1,22	1,16	1,9	1,00	1,23	1,17	1,11	1,4	0,54	»	1,41	0,45
4 1/2	1,52	1,42	1,36	1,29	1,22	1,16	1,7	»	»	»	»	»	»	»	»
5	1,59	1,49	1,43	1,36	1,29	1,23	1,13	1,30	1,24	1,18	1,11	1,1	»	1,48	0,51
5 1/2	2,6	1,56	1,50	1,43	1,36	1,29	1,19	»	»	»	»	»	»	»	»
6	2,13	2,3	1,57	1,50	1,43	1,36	1,26	1,37	1,31	1,25	1,18	1,8	»	1,55	0,57
7	2,26	2,16	2,10	2,3	1,56	1,49	1,39	1,44	1,38	1,32	1,25	1,15	»	2,2	1,3
8	2,30	2,29	2,23	2,16	2,9	2,2	1,52	1,51	1,45	1,39	1,32	1,22	»	2,9	1,9
9	2,52	2,42	2,35	2,28	2,21	2,14	2,3	1,58	1,52	1,46	1,39	1,29	»	2,16	1,14
10	3,4	2,53	2,46	2,39	2,32	2,25	2,14	2,5	1,59	1,53	1,46	1,36	»	2,23	1,20
11	3,15	3,4	2,57	2,50	2,43	2,36	2,25	2,12	2,6	2,00	1,53	1,43	»	2,30	1,26
12	3,27	3,15	3,9	3,1	2,55	2,47	2,37	2,19	2,13	2,7	2,00	1,50	»	2,37	1,32
13	3,38	3,27	3,20	3,13	3,6	2,59	2,48	2,26	2,20	2,14	2,7	1,57	»	2,44	1,37
14	3,49	3,38	3,32	3,24	3,17	3,10	3,00	2,33	2,27	2,21	2,14	2,4	»	2,51	1,43
15	4,0	3,50	3,44	3,36	3,29	3,22	3,11	2,40	2,34	2,28	2,21	2,11	»	2,58	1,49
16	4,11	4,1	3,55	3,47	3,41	3,33	3,23	2,47	2,41	2,35	2,28	2,18	»	3,5	1,55

Observations sur ce tableau. — Les frais de traitement métallurgique sont considérés comme d'autant plus élevés que la richesse en argent aurifère est plus grande. Cela provient de ce que la méthode adoptée dans les usines emploie le plomb pour rassembler l'argent et l'or, et perd d'autant plus de plomb que la proportion des métaux précieux est plus forte.

Les frais sont d'ailleurs d'autant moindres que le rendement des matières en matte et en plomb est plus élevé.

Enfin, il faut tenir compte dans la réception des minerais, provenant des mines des particuliers, de la dîme de redevance due à l'état. Cette redevance appelée *Frohne* s'élève à 10 p. 100 de l'or et de l'argent contenus dans les minerais. Elle doit être payée pour l'or en or, pour l'argent en monnaie d'argent. Pour le plomb, la redevance n'est que de 7 1/2 p. 100 : elle doit être payée en argent.

Ces redevances sont encore des retenues faites sur la valeur des métaux contenus dans les minerais présentés aux usines, et dont le montant est calculé, inscrit sur les registres et communiqué aux particuliers sur la feuille de réception.

CHAPITRE SECOND.

MÉTHODE DU DISTRICT DE NAGYBANYA.

Les minerais d'argent, d'or et de plomb du district de Nagybánya sont traités dans plusieurs usines, dont la direction générale est à Nagybánya.

Les deux plus importantes sont celles de Fernesy et de Kapnik : viennent ensuite les usines de Laposbánya, Borsabánya, Olahlaposbánia et Strimbuli. Les mattes cuivreuses, dernier produit du traitement métallurgique, sont toutes envoyées à l'usine de Felsöbánya, et là traitées spécialement pour cuivre.

Nagybánya possède un hôtel des monnaies, mais on n'y frappe plus que des pièces de cuivre, et tout l'argent aurifère, obtenu dans les usines du district, est envoyé à la monnaie de Vienne.

Nous considérerons spécialement les deux usines de Fernesy et de Kapnik qui suivent la même méthode, bien que les minerais traités soient un peu différents; ceux de Nagybánya sont plus aurifères et moins riches en argent que ceux de Kapnik ; dans cette dernière localité la blende est plus abondante. Les minerais de plomb, employés comme moyen d'extraction des métaux précieux, proviennent presque exclusivement des mines de Felsöbánya.

EXPOSÉ DE LA MÉTHODE. — Nous n'avons pu nous procurer aucun renseignement certain sur la méthode suivie aux époques reculées, auxquelles remon-

tent les travaux anciens, gigantesques, qu'on a déblayés depuis près d'un siècle, à la Königsgrube de Nagybánya, à la Grossgrube de Felsöbánya et dans les mines de Kapnik.

Après la reprise des travaux on a essayé successivement différentes méthodes employées dans les autres districts de mines de l'empire autrichien, pour le traitement des minerais plombeux, aurifères et argentifères.

Nous citerons spécialement, sans les décrire :

1° La méthode ordinaire d'enrichissement (*Allgemeine anreicharbeit*);

2° La méthode de double enrichissement, introduite par M. Gerstorf;

3° L'ancienne méthode de Schemnitz, décrite par M. Gruner dans les *Annales des Mines* (3e série, T. IX).

Ces méthodes ont donné des résultats défavorables sous le double point de vue de la consommation de combustible et de la perte énorme en or et en argent.

En prenant pour point de départ les quantités de métaux indiquées par les essais de réception des minerais, la perte ne s'élevait pas à moins de :

15 p. 100 pour l'argent;

25 à 40 p. 100 pour l'or;

60 p. 100 pour le plomb.

Il est permis d'admettre, en raison des procédés d'essai, que la perte réelle était encore bien supérieure.

La méthode actuelle a été proposée en 1823, et définitivement adoptée en 1826 à la suite d'expériences, qui ont démontré sa supériorité. Elle a sur les autres méthodes les avantages de consommer moins de combustible, de perdre une moins forte proportion des métaux, et de concentrer la majeure partie du cuivre dans une matte finale, qui est assez pauvre en or et en argent, pour qu'on puisse la traiter spécialement pour cuivre.

DIVISION DU MINERAI. — Les minerais sont séparés en deux catégories; la première comprend les minerais riches en argent et en or; dans la seconde sont rangés les minerais pauvres : ces derniers peuvent être considérés comme spécialement aurifères, parce qu'en général le rapport de l'or à l'argent est d'autant plus élevé que les minerais sont plus pauvres. Le traitement séparé des minerais riches et pauvres est assez important à cause de la notable proportion d'or contenu. Les scories données par les minerais riches en or ont toujours une teneur assez élevée pour qu'on puisse les traiter avec avantage, tandis que les scories de la fonte des minerais pauvres doivent être jetées. La tendance très-marquée de l'or à passer dans les scories empêche d'employer dans les lits de fusion des premières fontes une proportion plus ou moins grande des scories des opérations ultérieures. Les scories pauvres sont jetées; les scories riches sont traitées dans une opération spéciale.

La méthode se compose de trois séries d'opérations, qui toutes ont le même but et s'appliquent :

1° Aux minerais pauvres en argent et en or;

2° Aux minerais riches;

3° Aux mattes cuivreuses argentifères.

Chaque série d'opérations comprend deux fontes successives, dans chacune desquelles on cherche à réunir dans du plomb d'œuvre la plus grande partie de l'argent et de l'or contenus dans les lits de fusion, en concentrant le reste de ces métaux et le cuivre dans une matte. Le plomb est mis en œuvre de deux manières suivant la richesse des matières traitées.

1° On peut employer l'action du plomb pauvre, ajouté dans le creuset par l'œil du fourneau, sur la matte produite par une fonte de concentration. Le plomb se substitue à l'argent et à l'or de la matte, en se combinant lui-même avec le soufre cédé par les métaux. Ce mode d'action du plomb est analogue aux précipitations par voie humide des métaux les uns par les autres : elle est assez rapide, mais cependant moins énergique que celle dont nous allons parler : les principaux avantages sont de ne faire passer dans la matte que peu de plomb, et de ne perdre qu'une faible proportion de ce métal ; aussi est-elle spécialement applicable aux minerais et aux mattes pauvres pour lesquels on cherche à diminuer autant que possible les frais de traitement :

2° On peut faire agir le plomb dans le fourneau lui-même, à l'état naissant, en passant dans le lit de fusion une proportion convenable de matières plombeuses oxydées. Pour ce mode d'action on peut réunir dans le plomb d'œuvre une proportion d'or et d'argent bien plus forte que celle obtenue par le premier procédé; mais on perd beaucoup de plomb. Il résulte de là qu'on ne peut l'employer que pour les minerais et mattes riches en métaux précieux, dont la valeur, obtenue en une seule opération, compense la perte en plomb.

Nous devons signaler un autre inconvénient de ce mode d'action, c'est celui de faire passer dans la matte une très-forte proportion de plomb.

Or le but de la méthode du traitement métallurgique est d'obtenir la séparation, par des fontes successives, de l'or et de l'argent combinés avec du plomb métallique, et la concentration du cuivre dans une matte qui puisse être traitée seulement pour cuivre. Cette matte doit être pauvre en plomb. Par conséquent l'action des matières plombeuses oxydées, passées dans les lits de fusion, ne peut être employée que dans les opérations donnant des mattes qui doivent encore être soumises à une désargentification.

3° Dans le cas de mattes intermédiaires, les deux modes d'action peuvent être employés ensemble, c'est-à-dire qu'on peut passer dans le lit de fusion une faible proportion de matières plombeuses oxydées, pour produire une certaine quantité de plomb d'œuvre, et une matte riche, sur laquelle on

fait encore agir le plomb pauvre, ajouté par l'œil dans le creuset du fourneau. Par ce moyen mixte, on réunit une désargentification énergique avec une faible perte en plomb et la production d'une matte ne contenant pas une trop forte proportion de ce métal.

Les trois séries d'opérations se succèdent dans l'ordre suivant :

Première Série. — *Traitement des minerais pauvres.*

FONTE DES MINERAIS PAUVRES (*Armverbleiüng*). — Les minerais pauvres sont d'abord soumis à une fonte de concentration, à la suite de laquelle on fait agir le plomb métallique sur la matte produite, dans le creuset même du fourneau. L'ensemble de ces deux opérations est nommée *Armverbleiüng*[1]. Le lit de fusion comprend des minerais, associés entre eux de manière à exiger le moins de fondant possible, et des matières plombeuses oxydées pauvres, en proportion tellement faible qu'elles ne peuvent donner lieu à la formation de plomb métallique. On a soin de n'employer des scories qu'en proportion très-limitée, et seulement celle qui est nécessaire pour produire et maintenir le nez des tuyères. Avec des minerais aurifères les scories retiennent toujours une proportion sensible de l'or, et il est nécessaire de réduire autant que possible la quantité de scories produites :

L'opération donne trois produits :

Du plomb d'œuvre bon à coupeller;

Une matte ordinairement plus riche que les minerais traités, et contenant une certaine proportion de plomb;

Des scories pauvres, qui sont jetées;

TRAITEMENT DE LA MATTE PROVENANT DE LA FONTE DES MINERAIS PAUVRES (*Armverbleiüng lech schmelzen*). — La matte donnée par la première opération n'est pas constante dans sa richesse; les minerais provenant en grande partie des vieux travaux repris dans les mines, sont de composition très-variable; aussi obtient-on pour une même richesse des minerais, tantôt plus tantôt moins de matte, et sa teneur en or et en argent varie nécessairement en raison inverse de la proportion dans laquelle elle est produite. De là résulte ce fait, qui au premier abord paraît très-singulier, que la matte n'est pas toujours traitée de la même manière; elle est d'abord essayée et soumise ensuite au mode de traitement qui convient le mieux à sa nature et à sa richesse.

1. Ce mot est intraduisible en français; il indique à la fois la nature pauvre des minerais et le moyen de désargentification employé, l'action du plomb. On ne rend qu'imparfaitement le sens de ce mot en désignant l'opération sous le nom de fonte des minerais pauvres.

Nous allons énumérer les différents cas qui se sont présentés jusqu'à présent.

Premier cas. — La matte produite est assez riche en or et en argent pour être assimilée aux minerais riches ; elle est alors grillée en tas, à deux feux, et passée dans la première fonte des minerais riches, nommée la *Reichverbleiüng* ; ce cas se présente spécialement quand la matte est produite en faible proportion.

Deuxième cas. — La matte est au contraire obtenue en trop forte proportion, sa teneur en or et en argent la rapproche des minerais pauvres, elle est alors traitée avec ces minerais, c'est-à-dire passée comme minerai pauvre dans la *Armverbleiüng.*

Troisième cas. — La matte s'éloigne également, par sa teneur en métaux précieux, des minerais riches et des minerais pauvres ; elle doit être soumise à une fonte spéciale après grillage en tas et à deux feux. La fonte est conduite, soit comme la première opération, c'est-à-dire comme fonte de concentration suivie de l'action du plomb pauvre dans le creuset ; soit comme la fonte des minerais riches, avec addition de matières plombeuses oxydées dans le lit de fusion. Le mode d'action du plomb dépend de la richesse de la matte. L'opération constitue le véritable traitement spécial de la première matte, elle est désignée sous le nom de *Armverbleiüng lech Schmelzen*, fonte de la matte provenant du traitement des minerais pauvres. Elle donne, comme la première, trois produits :

Du plomb d'œuvre bon à coupeller ;

Une matte déjà riche en cuivre et qui passe au traitement des mattes cuivreuses (*Kupfer anflösung*) ;

Des scories, qui ordinairement peuvent être jetées.

Dans cette fonte on peut passer une certaine proportion de scories aurifères, parce que la matte est toujours bien plus pauvre en or que les minerais traités, et que l'opération tient lieu, pour une partie des scories, d'une fonte spéciale.

Quatrième cas. — Exceptionnellement la matte produite est riche en cuivre ; elle doit être assimilée aux mattes cuivreuses, et passée avec elles dans l'opération désignée sous le nom de *Kupfer anflösung.*

SECONDE SÉRIE. — *Traitement des minerais riches.*

MINERAIS RICHES (*Reichverbleiüng*). — Les minerais riches en or et en argent sont fondus, après grillage au four à réverbère, avec addition de minerais de plomb, également grillés, et des matières plombeuses oxydées pro-

venant de la coupellation. L'opération nommée la *Reichverbleiüng* donne trois produits :

Du plomb d'œuvre bon à coupeller, tenant la majeure partie de l'argent et de l'or du lit de fusion;

Une matte, ordinairement plus pauvre que les minerais fondus, et tenant une assez forte proportion de plomb;

Des scories, souvent assez riches pour être traitées spécialement pour or.

La proportion et la richesse de la matte produite ne sont pas constantes : la nature et le mode de grillage des minerais influent beaucoup sur elle. La matte doit être essayée et traitée suivant sa teneur en or, en argent et en cuivre. Elle est grillée à deux ou trois feux et passée, soit dans la fonte des minerais riches, soit dans la fonte des mattes cuivreuses, soit plus ordinairement dans une fonte spéciale, qui porte le nom de *Reichverbleiüng lech schmelzen*, fonte de la matte provenant du traitement des minerais riches.

Cette fonte est faite, comme celle des minerais pauvres, avec action du plomb pauvre dans le creuset, ou comme la fonte des minerais riches, avec addition de matières plombeuses oxydées dans le lit de fusion.

Elle donne encore trois produits :

Du plomb d'œuvre bon à coupeller;

Une matte tenant une proportion sensible de cuivre, et qui passe au traitement des mattes cuivreuses;

Des scories, ordinairement pauvres, et qui ne sont mises de côté que dans le cas où leur teneur en or permet de les soumettre à une fonte spéciale.

Troisième Série. — *Traitement des mattes cuivreuses.*

Mattes cuivreuses (*Kupfer anflösung*). — Les deux séries d'opérations qui précèdent donnent des mattes encore assez riches en or et en argent, et qui tiennent une notable proportion de cuivre. On les passe à deux fontes successives, qui sont en même temps des fontes de concentration pour le cuivre et des fontes de désargentification.

La première est nommée *Kupfer anflösung*, mot qu'on peut traduire par *fonte spéciale de concentration du cuivre.*

Cette fonte est faite comme celle des minerais riches, c'est-à-dire que les mattes cuivreuses sont fondues après grillage, associées à des matières plombeuses oxydées, employées en très-forte proportion.

Elle donne comme produits :

Du plomb d'œuvre assez riche pour passer à la coupelle;

Une matte riche en cuivre, pauvre en argent;

Des scories plus ou moins pauvres;

La matte est grillée à deux ou trois feux, fondue de nouveau, et produit une nouvelle matte, sur laquelle on fait agir une très-forte proportion de plomb pauvre. On obtient :

Du plomb un peu enrichi, mais qui n'est pas encore assez riche pour être coupellé;

Une matte cuivreuse, contenant très-peu d'argent;

Des scories pauvres;

La matte est ordinairement pauvre en plomb et en argent, très-riche en cuivre : on ne peut la traiter avantageusement que pour en extraire ce dernier métal, en négligeant l'argent. Elle est envoyée à l'usine de Felsö-bánya.

Dans les opérations successives l'or passe dans le plomb métallique en proportion bien plus grande que l'argent, aussi dans ces deux opérations du traitement des mattes cuivreuses, on n'a guère à considérer que la séparation de l'argent.

Fonte des scories (*Schlacken schmelzen*). — Comme complément du traitement, on fond à part les scories riches en or, provenant du traitement des minerais riches. Elles sont fondues avec addition de pyrites pauvres, préalablement grillées en tas. On obtient comme produits :

Une petite quantité de plomb d'œuvre, provenant du plomb des scories;

Une matte, généralement assez pauvre, et qui est passée dans celle des opérations qui convient le mieux à sa richesse et à sa nature;

Des scories pauvres, qui sont définitivement jetées;

Coupellation (*Treiben*). — Les différents plombs d'œuvre sont coupellés séparément.

Les litharges produites sont les unes recueillies, les autres réduites immédiatement à leur sortie du four, dans un petit fourneau à parois en fonte, disposé devant la voie des litharges.

Résumé. — La méthode de Nagybánya peut être résumée en quelques lignes.

On traite séparément, mais en suivant les mêmes principes :

1° Les minerais riches en or et argent, pauvres en cuivre;

2° Les minerais pauvres;

3° Les mattes riches en cuivre, contenant de l'or et de l'argent.

Le traitement consiste essentiellement en fontes successives, en nombre aussi restreint que possible; dans chacune on cherche à obtenir :

La majeure partie de l'or et de l'argent combinés avec du plomb; le reste des métaux précieux et le cuivre, dans une matte.

Le plomb servant à réunir l'argent et l'or est ajouté :

1° Dans le lit de fusion à l'état de minerais de plomb grillé ou des matières plombeuses oxydées, dans le cas de minerais ou de mattes riches en or et en argent, ou encore dans le cas de mattes riches en cuivre, desquelles il importe de séparer en une opération presque tout l'or et l'argent.

2° Dans le creuset à l'état de plomb pauvre, quand on traite des minerais ou des mattes pauvres.

Les opérations doivent conduire : à des mattes riches en cuivre, assez pauvres en argent et en or, pour qu'on puisse ne chercher à retirer que le cuivre; et à du plomb d'œuvre bon à coupeller.

Les scories provenant des minerais pauvres sont jetées; celles des minerais riches en or doivent être soumises à un traitement spécial.

Nous allons maintenant exposer avec détails les différentes opérations de ce traitement, dans les usines de Fernesy et de Kapnik.

Nous ne suivrons pas exactement l'ordre dans lequel se succèdent les fontes et les grillages, nous commencerons par la division adoptée pour les minerais; nous exposerons ensemble les diverses opérations de grillage, pour les minerais et pour les mattes, dans des fours à réverbère et en grands tas. Nous prendrons ensuite les fontes successives, la coupellation; nous terminerons chaque opération par l'exposé des résultats obtenus pendant l'année 1847.

Division des minerais. — Les minerais admis par les usines se rapportent à trois classes bien différentes :

Minerais d'argent et d'or, pyriteux et non pyriteux ;

Minerais de plomb;

Pyrites de fer, servant à produire les quantités de mattes convenables dans plusieurs fontes;

On établit des sous-divisions pour les richesses différentes en argent et en or, pour la nature des minerais.

On distingue :

1° Minerais et schlichs pyriteux spécialement aurifères; ces minerais contiennent toujours une certaine quantité d'argent; ils sont considérés comme pauvres en or, quand l'argent aurifère, donné par les essais, rend moins de 20 denār *d'or* par marc; soit 78g,12 d'or par kilogramme d'argent aurifère; ils sont réputés minerais et schlichs riches, quand ils donnent à l'essai de l'argent aurifère, tenant plus de 20 denār d'or par marc, soit plus de 78g,12 d'or par kilogramme :

2° Minerais spécialement argentifères, qui tirent leur plus grande valeur de l'argent contenu; on les divise en trois qualités.

A, Minerais tenant moins de 4 loths d'argent aurifère, par centner, soit

125 grammes par 100 kilogrammes, tenant en or, les uns moins, les autres plus de 8 dénār d'or par marc d'argent, soit 31g,25 par kilo.

B, Minerais rendant à l'essai, de 4 à 12 loths par centner, soit de 125 à 375 grammes d'argent par 100 kilogrammes.

C, Minerais rendant plus de 12 loths par centner, soit plus de 375 grammes par 100 kilogrammes.

Pour ces deux qualités on ne tient pas compte de l'or, parce qu'il se trouve rarement en proportion notable dans les minerais aussi riches en argent.

3° Schlichs provenant de la préparation mécanique des minerais spécialement argentifères : ceux qui sont pauvres en argent, c'est-à-dire contenant au plus 3 loths par centner, 93g,75 par 100 kilogrammes, sont assez ordinairement aurifères ; on sépare ceux qui rendent à l'essai de l'argent aurifère tenant plus de 18 dénār d'or par marc, 70g,31 par kilogramme, de ceux qui rendent une proportion d'or moins grande.

Les schlichs riches en argent tiennent de 3 à 10 loths par centner, soit 93g,75 à 312g,50 par 100 kilogrammes. Ils ne sont pas notablement aurifères.

4° Schlamm-schlichs, ou schlichs provenant du lavage des schlamms fins.

Ils ne renferment pas ordinairement plus de 3 à 4 loths d'argent aurifère par centner, 93g,75 à 125 grammes aux 100 kilogrammes, et 10 dénār d'or par marc d'argent, 39g,06 d'or par kilogramme.

5° Minerais et schlichs argentifères et cuivreux, de deux qualités :

a, tenant moins de 4 loths d'argent par centner			125 gr. aux 100 kil.
b,	— plus de 4	—	

Ils ne sont pas aurifères.

6° Minerais et schlichs plombeux, provenant principalement des mines et des ateliers de Felsöbánya, plus ou moins riches en argent aurifère.

7° Matières plombeuses oxydées, provenant de la coupellation et des bureaux d'essai (*Probiergaden*), de Nagybánya et de Kapnik ; on les divise en trois qualités d'après leur richesse en argent aurifère :

a, matières tenant de	0 à 4 loths d'argent	par centner,	0 à 125 gr.	aux 100 kil.
b, —	4 à 8 loths	—	125 à 250 gr.	—
c, —	8 à 12 loths	—	250 à 375 gr.	—

Ces matières sont en général trop peu aurifères pour qu'on tienne compte de la proportion de l'or contenu dans l'argent.

8° Pyrites de fer, ne *contenant pas* une proportion notable d'argent.

Nature des gangues. — Les gangues les plus ordinaires des minerais sont : le quartz, la baryte sulfatée, le calcaire, une roche feldspathique analogue au grünstein dans lequel les filons sont encaissés, et plus rarement du

gypse, de la blende, du manganèse carbonaté ou oxydé[1]. Les matières plombeuses contiennent des matières terreuses, argileuses et calcaires.

Il n'est pas toujours possible d'associer les minerais dans des proportions telles, que les gangues puissent former des scories suffisamment fusibles entre elles et avec l'oxyde de fer des pyrites grillées. Souvent il est nécessaire d'ajouter comme fondant du calcaire ou du quartz, matières fournies en abondance par les terrains trachytiques, auxquels des couches calcaires sont subordonnées, et par la préparation mécanique des minerais.

MATIÈRES PREMIÈRES AUTRES QUE LES MINERAIS. — Dans plusieurs des fontes on emploie, comme agent d'appauvrissement des mattes, des grenailles de fonte et de la ferraille, quand on peut s'en procurer à des prix modérés; cette matière coûte 7f,80 à 11f,15 les 100 kilogrammes.

La marne et le calcaire pour la coupellation reviennent à 0f,417 les 100 kilogrammes.

CHARBON. — Le charbon de bois, provenant des forêts impériales de Fernesy, coûte 1f,86 à 2f,31 seulement le mètre cube, pesant 180 à 190 kilogrammes. Le bois pour grillage et pour les fours, en bûches d'environ 2 mètres de longueur, vaut 1f,41 le mètre cube; le bois en bûches de 3' de long, vaut 1f,50 le klafter, cubant seulement 108 pieds cubes, soit 1f347 le mètre cube. A l'usine de Kapnik les prix des combustibles sont un peu plus élevés parce que les transports sont plus onéreux. Le charbon de bois coûte au moins 2f,60 le mètre cube, et le bois, de 1f,50 à 1f,60 le mètre cube.

GRILLAGES. — Nous avons à considérer deux modes de grillage : l'un, dans les fours à réverbère, l'autre, en tas à l'air libre ou sous un hangar.

Le premier s'applique aux minerais et schlichs plombeux ; aux minerais pyriteux aurifères contenant une proportion de soufre trop forte pour qu'on puisse les passer directement dans la fonte riche.

Le second est en usage pour les mattes, pour les minerais pyriteux pauvres et pour les pyrites de fer, ne contenant pas d'or en proportion notable, et qui sont employées dans la fonte des scories.

GRILLAGE AU RÉVERBÈRE. — Les minerais de plomb sont grillés en gros sables : les pyrites aurifères sont pulvérisées et réduites en sable fin ; les schlichs sont simplement desséchés avant d'être soumis au grillage.

Le four à réverbère employé pour les grillages est à une sole et muni de deux portes de travail ; l'une à l'extrémité opposée au foyer, l'autre placée tout auprès du pont. Une grande chambre, au-dessus du four, sert à recueillir une partie des poussières entraînées par les flammes.

1. Le manganèse carbonaté se trouve principalement dans certains filons de Kapnik ; il est très-rare à Nagybánya.

Les dimensions principales du four à réverbère sont les suivantes :

	mèt.
Longueur de la sole........................	4,110
Largeur..................................	2,220
Hauteur de la voûte au-dessus de la sole......	0,630
Hauteur du pont au-dessus de la sole...........	0,170
Hauteur du passage des flammes..............	0,490
Largeur de la chauffe........................	2,220
Longueur de la chauffe.......................	0,630

Ouverture par laquelle les gaz et les fumées entrent dans la chambre de condensation :

Largeur.........................	0m,950
Longueur.........................	0m,630

La chambre de condensation a les mêmes dimensions que le four de grillage ; la cheminée a 0m,65 de côté et 8 mètres de hauteur.

Le four est muni de deux portes : l'une à l'extrémité opposée à la chauffe, l'autre latérale auprès du pont. Elles ont 0m,65 de largeur sur 0m,50 de hauteur.

Le four est construit en grünstein porphyr et en briques.

La sole est en argile réfractaire très-fortement damée. Elle présente une surface plane, presque horizontale, inclinée de 1 degré seulement vers le pont.

Comme combustible, on emploie le bois fendu.

Le travail exige deux hommes, payés au poste de douze heures, le grilleur 0f,875, l'aide 0f,75. Il faut, en outre, un manœuvre pour apporter les matières; mais il sert pour les deux postes, de jour et de nuit, en sorte que la main-d'œuvre d'un four de grillage et pour un poste coûte 2f,025, soit 4f,05 par vingt-quatre heures.

Tous les minerais sont grillés de la même manière; on a soin seulement de séparer les minerais plombeux des pyrites, et pour chacune de ces deux classes, les minerais riches des minerais pauvres.

La charge de 4 centner = 224 kilogrammes, est introduite par la porte du fond, étalée à l'extrémité du four et avancée progressivement d'abord vers le milieu, et enfin près du pont. Elle reste trois heures dans chaque point, soit neuf heures dans le four, qui renferme à la fois trois charges.

La température atteint le rouge presque vif auprès du pont, mais ne s'élève pas au rouge sombre à l'extrémité. Le minerai est ainsi soumis à une chaleur de plus en plus forte ; il peut se griller à une température convenablement modérée, et enfin, quand l'oxydation est arrivée au point nécessaire, les matières sont agglomérées auprès du pont[1].

1. Il est nécessaire d'agglomérer après oxydation, afin que, dans la fonte dans des fourneaux assez élevés, le vent n'entraîne pas une trop forte proportion de poussière.

Le travail est assez pénible, et les deux ouvriers ont toujours le ringard en main. Ils doivent constamment retourner et brasser sur la sole, par la porte du fond, pour renouveler les surfaces et accélérer l'oxydation par la porte latérale, pour faciliter l'agglomération et retirer les masses à demi fondues. Il faut environ trois heures pour agglomérer et retirer la charge amenée près du pont; dès qu'elle est enlevée par la porte latérale, on avance les deux autres vers le pont et au milieu du four, et on introduit une nouvelle charge. On peut passer dans vingt-quatre heures huit charges, soit 1,792 kilogrammes.

Les minerais de plomb perdent en poids de 18 à 20 p. 100, et on admet que la perte réelle en plomb n'est pas moindre que 12 p. 100. Pour les pyrites, on n'a pas cherché à évaluer la diminution de poids, et on admet que la perte en métaux précieux, or et argent, est nulle, mais sans que des expériences suivies aient été faites dans le but de constater ce fait. La chambre de condensation ne recueille qu'une quantité insignifiante de fumée.

CONSOMMATIONS. — On emploie pour chauffer le four du bois fendu et en bûches de 3 pieds de long; on brûle 4 klafter de 108 pieds cubes, soit $13^{mc},612$ par 100 centner de minerai = 56 quint. métr. — pour une journée, $4^{mc},356$.

Quand on grille des minerais très-pyriteux, la chaleur produite par la combustion du soufre est très-grande, et permet de consommer moins de bois.

Les frais principaux pour un four de grillage et pour vingt-quatre heures sont, d'après ce qui précède :

Main-d'œuvre : 2 journées de grilleur.............. — 2 aides.......................... — 1 rouleur.........................	$4^f,05$
Bois $4^{mc},356$ à $1^f,35$..............................	$5^f,88$
Il faut ajouter à ces nombres, pour réparations, au moins	$1^f,35$
Total des frais............	$11^f,28$

On peut griller 1,792 kilogrammes de minerai, ce qui donne pour les frais principaux de grillage au réverbère et par 1,000 kilog. de minerai, — $6^f,294$; soit en nombre rond $6^f,30$.

GRILLAGE EN TAS. *Grillage en tas sous un hangar.* — Les mattes produites pour les différentes fontes doivent être grillées plus ou moins complétement avant d'être passées dans une fonte nouvelle. Le grillage ne peut être fait qu'en grand tas et sous un hangar; à l'air libre, l'oxydation n'aurait aucune régularité, on ne serait jamais certain d'atteindre le résultat désiré : dans un réverbère, la dépense serait trop forte.

Le grillage des mattes est une opération assez délicate, de laquelle dépend

le succès de la fonte suivante, et qui cependant doit être faite dans des conditions très-économiques.

Le degré d'avancement du grillage d'une matte donnée doit dépendre de sa richesse ; il doit être moindre pour les mattes cuivreuses que pour celles pauvres en cuivre, et le directeur de l'usine doit pouvoir l'appécier avec assez d'approximation pour composer d'avance le lit de fusion dans lequel la matte grillée est passée, de manière à retirer une nouvelle matte, de proportion et de composition convenables.

Il est impossible de recourir aux essais ou aux analyses pour apprécier le degré d'oxydation et de sulfuration; on ne peut atteindre un bon résultat qu'en disposant les grillages de manière à ce que la constance dans le mode d'opération soit un garant presque certain du degré d'oxydation obtenu. On y est arrivé en soumettant les mattes à des grillages ou feux successifs, en composant chaque fois le tas avec une proportion de combustible déterminée, et en opérant sur les mattes cassées au marteau en morceaux de grosseur assez constante.

Par cette manière d'opérer, on sait à peu près d'avance, par suite d'une longue expérience, le nombre de feux auxquels une matte doit être soumise pour donner le résultat convenable ; les ouvriers n'ont qu'à construire les tas, les mettre en feu toujours de la même manière, et le résultat n'est plus dépendant que des circonstances atmosphériques qui retardent ou accélèrent la combustion.

On cherche bien à diminuer cette influence en disposant les tas sous un hangar ; mais les gaz dégagés dans les grillages ne permettent pas de fermer les ouvertures des murs; il faut ménager à ces gaz des issues faciles, par lesquelles s'introduisent les vents plus ou moins violents, qui troublent la régularité des opérations. Aussi les calculs du métallurgiste sont quelquefois déjoués, et il obtient dans les fontes des proportions trop fortes ou trop faibles de matte; mais en général le grillage en tas sous des hangars conduit à des résultats satisfaisants.

On a essayé le grillage en cases, c'est-à-dire entre trois murs et toujours sous un hangar, mais l'expérience a prononcé en faveur de l'antique procédé du grillage en tas, dégagés sur leurs quatre faces.

Dans le district de Nagybánya, on compose les tas de grillage de deux couches de combustible et de matte, cassée en morceaux de la grosseur du poing : les dimensions en longueur et largeur dépendent de la quantité à griller : ordinairement on grille à la fois 200 centner de matte, soit 1,120 q. m.

Disposition. — Sur le sol bien battu, on dispose deux rangées parallèles de bûches, laissant entre elles assez d'intervalles pour que l'air puisse pénétrer avec facilité dans toute la masse du tas, et une certaine quantité de char-

bon, destiné à rendre l'allumage plus rapide. Au-dessus on place la matte, sur une hauteur d'environ 0m,79, en ayant soin de mettre les plus gros morceaux près du combustible et les plus petits fragments à la partie supérieure. Le tas n'a pas de couverte : il a la forme d'une pyramide tronquée, dont la base rectangulaire a pour largeur la longueur des bûches, et une longueur variable avec la quantité de matte.

La mise en feu est faite par les quatre côtés à la fois, et en moins de deux jours tout le bois est brûlé; la combustion du soufre et l'oxydation se continuent ensuite avec lenteur. Il faut ordinairement quinze jours pour les terminer.

Suivant les circonstances atmosphériques, la durée du grillage est plus longue ou plus courte : les limites extrêmes sont huit jours et trois semaines.

Quand la combustion est achevée et le tas refroidi, on le défait pour le refaire à côté, de la même manière, et sans séparer les fragments qui ont l'apparence d'être bien grillés. Pour le second feu on procède de même, mais en employant une plus forte proportion de bois et de charbon; il en est de même pour les feux suivants.

Frais de grillage. — On consomme, pour le premier feu et par 112 q. m. de matte, 5mc,106 de bois et 0mc,393 de charbon.

Pour chacun des feux suivants on augmente un peu la proportion du bois. Ainsi pour deux feux et toujours pour 112 q. m. de matte, on peut admettre une consommation de : bois, 10mc,40; charbon de bois, 0mc,79.

La main-d'œuvre entre pour peu de chose dans les frais de grillage : on paye à l'entreprise 0f,0231 par quintal métrique et pour chaque feu, 0f,037 pour le transport au hangar, et autant pour le transport des mattes grillées aux fourneaux.

Soit pour deux feux et pour le tas de 112 q. m. 13f,525.

La valeur du combustible est :

Bois,	10mc,40 à 1f,11.............	14f,66	16f,24.
Charbon,	0mc,79 à 2f,00........... ..	1f,58	

Les frais de grillage de 112 q. m. de matte, à deux feux, s'élèvent donc à 29f,765, soit pour 1,000 k. à 2f,636.

Le grillage au four à réverbère, même en ne tenant pas compte de la pulvérisation, coûterait au moins trois fois autant.

Grillage en tas des minerais pauvres en argent et des pyrites. — On a besoin de griller partiellement, avant de les fondre, une certaine quantité de minerais pyriteux pauvres en argent, et surtout les pyrites de fer, employées pour produire les mattes, soit dans le traitement des minerais pauvres, soit dans la fonte des scories riches en or. Les grillages ne peuvent être faits qu'en grands tas, et par conséquent à l'air libre et à un seul feu.

La quantité de minerais grillés en un tas est aussi forte que possible; elle varie de 1,000 à 7,000 centner, 560 à 3,920 quint. métr.

Les tas sont composés de couches alternantes de bois et charbon et de minerais : ils ont la forme de pyramides à base rectangulaire allongée, tronquées au sommet.

Sur le sol bien tassé on étend d'abord une mince couche de fumées, retirées des chambres de condensation, destinées à être agglomérées par la demi-fusion des minerais, produite par le grillage. Par-dessus on dispose deux rangées parallèles de bûches, puis une couche de minerais; deux nouvelles rangées, parallèles aux premières, de bois et de charbon; enfin le reste des minerais et des schlichs.

Pour un tas de 2,000 centner = 1,120 q. m. la hauteur est d'environ $1^{m},58$, et la base a $3^{m},79$ sur $11^{m},06$.

On a soin de ménager dans toute la hauteur deux cheminées, au tiers de la longueur, et de placer le charbon à côté d'elles afin de faciliter l'allumage.

Pour des quantités plus grandes de minerais et schlichs, on compose les tas de huit couches alternantes au lieu de quatre. Ces grands tas sont principalement en usage pour les pyrites; on ne place pas de fumées sur le sol.

L'allumage est fait par les cheminées, et la combustion doit commencer activement : le bois est brûlé en moins de trois jours; il faut ensuite de cinq à sept semaines pour que le feu soit terminé.

Dans ces grillages la combustion du bois et du soufre développe assez de chaleur pour fondre, ou au moins pour agglomérer en partie les minerais; il en résulte un grand avantage pour les fontes : on a moins de matières pulvérulentes à passer dans les fourneaux, et l'agglomération empêche l'oxydation d'être complète; les minerais grillés peuvent encore donner une forte proportion de matte. Les circonstances atmosphériques ont du reste une influence trop grande sur le grillage pour qu'on puisse assigner d'avance, avec exactitude, la proportion de matte à laquelle donnera lieu une certaine quantité de minerais grillés.

Frais de grillage. — Le grillage en grands tas revient à très-bon compte. Pour la construction des tas, pour la conduite du feu, on paye $0^{f},037$ par quintal métrique. Nous n'avons pas à considérer ici le transport aux fourneaux, parce que ces transports sont à la charge des opérations dans lesquelles sont fondus les minerais grillés.

La quantité de bois et charbon employés dans le grillage, dépend des dimensions du tas et de la nature des minerais grillés.

Prenons pour exemple un tas de 2,000 centner = 1,120 q. m., et des minerais assez pyriteux, il faudra de $30^{mc},627$ à $34^{mc},036$ de bois et $2^{mc},358$ de charbon de bois.

Les frais sont, d'après ces nombres :

Pour 2,000 centner ou 1,120 q. m. de minerais et schlichs, main-d'œuvre à l'entreprise		41f,70
Bois,	32mc,331 à 1f,41	45f,59
Charbon,	2mc,358 à 2f,00	4f,716
	Total des frais	92f,006

Soit par 1,000 kil............. 0f,821.

Il est assez intéressant de rapprocher les frais de grillage, dans les trois circonstances différentes que nous venons d'examiner.

Le grillage de 1,000 k. de mattes, minerais et schlichs, coûte :

1° Au réverbère	6f,30
2° En tas de 200 centner sous un hangar	2f,656
3° En grand tas, à l'air libre	0f,821

Ces nombres posés, il est facile de se rendre compte des matières qu'il conviendra de griller par l'un ou par l'autre de ces trois procédés. Il faudrait encore une autre donnée pour éclairer complétement la question, ce serait la perte réelle en métaux précieux que les grillages font éprouver. Ainsi que nous l'avons dit précédemment, cette perte n'a pas été déterminée, et il paraît fort difficile de l'évaluer avec une approximation convenable.

Fonte des minerais pauvres. — *Fonte des minerais pauvres* (*Armverbleiüng*). — Cette fonte est une opération complexe ; on doit concentrer d'abord dans une matte tous les métaux utiles contenus dans le lit de fusion ; la matte est ensuite soumise, dans le creuset du fourneau, à l'action du plomb métallique pauvre.

Elle donne trois produits :

1° Du plomb bon à coupeller, contenant de 1/3 à 1/2 de l'argent, et de 1/2 à 2/3 de l'or des minerais fondus ;

2° Une matte renfermant le reste des métaux utiles ;

3° Des scories pauvres.

Les minerais passés dans cette fonte ont des gangues difficilement fusibles ; pour obtenir des scories bien fluides, il faut produire une température très-élevée ; aussi emploie-t-on les demi-hauts-fourneaux ou même les hauts-fourneaux, suivant qu'on doit fondre une proportion plus ou moins forte de pyrites grillées [1].

Fourneaux. — Les dimensions principales des fourneaux en usage dans le district de Nagybánya sont les suivantes :

1. Les pyrites apportent dans le lit de fusion l'oxyde de fer qui facilite la fusion des gangues siliceuses, et en même temps le soufre nécessaire à la formation de la matte. Quand les minerais contiennent une forte proportion d'oxyde de fer, la fonte doit être faite au demi-haut-fourneau.

	Hauts-fourneaux.	Demi-hauts-fourneaux.
	m. m.	m.
Hauteur de la pierre de fond au gueulard...	5,372 à 6,952	3,792
Largeur à la face de vent..................	1,367	1,105
Largeur à la poitrine.....................	0,894	0,789
Profondeur du fourneau..................	0,947	0,894

Les hauts-fourneaux ont deux tuyères, qui sont placées à des hauteurs différentes :

Hauteur de la tuyère supérieure..............	0m,684
Inclinaison..................................	1°
Hauteur de la tuyère inférieure...............	0m,578
Inclinaison..................................	2°

Les tuyères avancent de 0m,13 dans les fourneaux.

Distance horizontale des tuyères : 0m,316.

Dans les demi-hauts-fourneaux, la tuyère est placée à la hauteur de 0m,526; elle est inclinée de 2°, et avance encore de 0m,13 dans l'intérieur.

La sole en brasque des fourneaux prend naissance à quelques pouces en dessous des tuyères, et présente une surface inclinée vers le bassin ou creuset, profond de 0m,473.

Le creuset communique par un canal inférieur, fermé pendant la fonte par un tampon d'argile, avec un bassin de coulée, également en brasque, dans le sol de l'usine.

Les chemises des fourneaux sont en briques réfractaires, et le massif extérieur en porphyre (*grünstein*). — Les armatures, assez légères, sont en fer forgé.

Le vent est lancé par des soufflets pyramidaux en bois, mis en mouvement par des roues hydrauliques : on n'a pas cherché à évaluer la pression ni la quantité de vent lancée par minute. Enfin pour le chargement, on dispose les lits de fusion sur un plancher au niveau des gueulards, et on monte les matières sur des plans inclinés et à la brouette.

Le haut-fourneau de 6m,952 est employé seulement à Kapnik; à Fernesy on préfère les demi-hauts-fourneaux, parce qu'on peut passer une proportion bien plus forte de pyrites aurifères; les scories, plus riches en oxyde de fer, sont bien plus fusibles. On admet que la perte en argent et en or est plus grande dans les hauts-fourneaux.

Personnel. — Les ouvriers sont distribués par poste de douze heures.

Un haut-fourneau exige par poste :

Un fondeur, payé 1f,126;

Trois aides, payés 0f,667 et 0f834.

Il faut en outre, pour enlever et apporter les matières, minerais, mattes, charbon, scories, huit hommes à 0f,71.

La réparation des outils occupe un forgeron.

Il ne faut donc pas moins de dix-sept hommes pour le service d'un haut-fourneau, et la somme de leurs salaires, pour une journée de vingt-quatre heures, s'élève à 13f,532.

Pour un demi-haut-fourneau, chaque poste se compose de :

Un fondeur, payé 1f,126;

Deux aides, payés 0f,667 et 0f,834.

Il faut encore huit hommes pour le service des transports; un forgeron peut suffire pour deux fourneaux.

Pour une journée de vingt-quatre heures, un demi-haut-fourneau emploie donc quatorze hommes et demi, dont les salaires s'élèvent à la somme de 11f,484.

Composition des lits de fusion (*Beschickung*). — On passe dans la fonte pauvre les minerais qui sont pauvres en or et en argent, c'est-à-dire ceux qui contiennent moins de 125 grammes d'argent aurifère aux 100 kilogrammes, et moins de 78g,12 d'or par kilogramme d'argent aurifère.

On associe aux minerais des matières plombeuses, et on choisit les plus pauvres de celles que produisent les coupellations.

Dans le but de rendre les opérations régulières, on prépare une avance de minerais assez considérable, pour que la composition des lits de fusion reste constante le plus longtemps possible. Les conditions qui doivent être satisfaites sont assez nombreuses, et rendues encore plus difficiles à remplir, parce que les usines reçoivent des minerais de provenances très-diverses, et qui diffèrent entre eux par leur nature et par leurs gangues.

Il faut composer les lits de manière à ce que tous les minerais reçus soient fondus, en produisant des scories fusibles, convenablement siliceuses, et une quantité de matte proportionnée à la richesse des minerais.

Il faut en outre faire une séparation entre les minerais très-pauvres en or et ceux qui renferment une proportion notable de ce métal, afin de les passer dans des campagnes différentes. A l'usine de Fernesy, on adopte comme point de séparation la richesse de 10 denär d'or par marc d'argent aurifère (39g,06 d'or par kil. d'argent). Il en résulte pour les minerais qui doivent être fondus dans les *armverbleiüng* deux classes, qu'on pourrait distinguer par les noms de minerais riches, minerais pauvres en or; les premiers donnant de l'argent aurifère tenant de 10 à 20 denär d'or par marc, 39g,06 à 78g,12 par kilo, les seconds de 0 à 10 denär [1].

1. La raison de cette séparation est celle que nous avons indiquée précédemment; les minerais contenant plus de 10 denär d'or par marc d'argent aurifère donnent des scories assez riches en or pour qu'il y ait quelquefois avantage à les traiter, en les mélangeant avec les scories riches de la Reichverbleiüng, dans la fonte des scories.

L'association des minerais grillés avec les minerais non grillés en proportions convenables, exige en même temps une longue expérience et de grands approvisionnements.

A l'usine de Fernesy, que nous allons considérer la première, le lit de fusion se compose en général de :

Minerais et schlichs d'argent............	16 à 20	100.
Minerais et schlichs pyriteux grillés......	84 à 80	

Sous le titre de minerais et schlichs d'argent se trouve comprise une certaine quantité de produits plombeux et argentifères pauvres, provenant soit du bureau d'essai, coupelles, etc., soit de la coupellation, débris de soles et de fourneaux. Ils apportent dans le lit de fusion 1 à 2 pour 100 de plomb.

On doit en outre ajouter comme fondant une proportion variable de calcaire, environ 10 à 12 pour 100.

Plus rarement les minerais sont calcaires, et le quartz est nécessaire en faible proportion.

On n'ajoute des scories que la proportion nécessaire pour former et entretenir les nez des tuyères : on emploie toujours celles de la *Reichverbleiüng*, qui sont un peu riches en or.

Il faut bien remarquer cette absence des scories, qui contraste avec leur emploi constant dans les traitements métallurgiques ordinaires. Pour les minerais aurifères il importe de diminuer autant que possible la proportion des scories produites, parce qu'elles retiennent toujours une quantité notable de l'or. Nous verrons plus loin que dans le district de Schemnitz, où l'or est en proportion plus faible, les scories entrent dans tous les lits de fusion et souvent en grande quantité.

Le plomb pauvre est ajouté dans le creuset, dans la proportion de 5 à 6 p. 100 de minerais, au moins de 200 pour 1 d'argent aurifère.

On peut fondre dans un haut-fourneau et dans une semaine environ 336 q. m. de minerais, tandis que dans un demi-haut-fourneau on ne peut guère passer plus de 196 q. m. Quant aux résultats obtenus dans les deux appareils, nous citerons les deux fontes faites en 1847 à l'usine de Fernesy.

Premier exemple. *Armverbleiüng*, dans un haut-fourneau, on a fondu en 128^{j},80 :

	q. m.	Argent aurifère. k.	Or. k.
Minerais grillés........	5,115,78	116,2175	10,01
Minerais non grillés....	1,097,75	68,705	0,357
Somme.......	6,213,53	184,9225	10,367
Soit pour	1,000 kil.	0,2975	0,01665

On a employé pour la désargentification, plomb pauvre ajouté dans le creuset

par l'œil du fourneau, dans la proportion de 191 de plomb pour 1 d'argent aurifère : 362^{qm},88 tenant 5^{k},294 d'argent aurifère et 0^{k}, 217 d'or.

On a employé comme fondant 15 p. 100 de calcaire.

Les produits obtenus ont été :

	q. m.	Argent aurifère. k.	Or. k.
Plomb d'œuvre.........	318,08	67,095	5,50
Matte..................	991,20	89,076	5,517
Crasses................	221,20	5,35	
Somme de métaux précieux obtenus.....		161,521	11,017
Métaux précieux contenus dans les minerais et dans le plomb pauvre......		190,2165	10,584

Ces nombres conduiraient à une perte considérable sur l'argent, un peu plus de 15 p. 100 de l'argent contenu dans le lit de fusion, et au contraire à une augmentation pour l'or.

Nous ferons observer ici, une fois pour toutes, qu'il est impossible de prendre les échantillons des minerais et des produits avec assez de soins pour qu'ils représentent exactement les richesses, et de plus que les procédés d'essai pour argent et pour or n'ont pas une grande exactitude. Aussi ne faut-il pas prendre à la lettre les nombres inscrits sur les registres des usines, comme représentant les pertes en métaux dans les opérations métallurgiques, mais bien seulement les richesses approximatives des différents produits, et comme donnant, par suite, des indications utiles sur la répartition des métaux précieux dans le plomb métallique et dans les mattes. Ainsi, par exemple, les seules indications utiles qui nous paraissent ressortir des nombres précédemment cités sont :

1° La proportion de plomb métallique perdu ou passé dans la matte est d'environ 12 p. 100 du plomb employé.

2° Dans le plomb d'œuvre on obtient 35 p. 100 de l'argent et 50 p. 100 de l'or contenus dans le lit de fusion.

Le plomb d'œuvre est assez riche pour mériter la coupellation, et renferme par 1,000 kil. argent 2^{k},110, or 0^{k},979.

3° La matte est obtenue dans la proportion de 16 p. 100 des minerais fondus : sa richesse est de 0^{k},910 d'argent et 0^{k},055 d'or pour 1,000 kil.

La matte et les crasses renferment environ 0,60 de l'argent et 0,50 de l'or du lit de fusion.

Les scories ont été considérées comme pauvres et jetées.

Charbon. — La consommation de charbon de bois est d'environ 0^{mc},351 par quintal métrique, soit 649 kil. de charbon pour 1,000 kil. de minerais.

Frais. — Les frais principaux de l'opération sont les suivants.

Pour 1,000 kil. de minerais fondus :

Charbon.....	649 kil. à 1f,20 les 100 kil.....	7f,788
Calcaire......	150 kil. à 0f,417 —	0f,625
Main-d'œuvre.	3j,541..........................	2f,820
	Total des frais...........	11f,233

Deuxième exemple. *Armverbleiüng*, dans un demi-haut-fourneau, on a fondu en 156 jours :

		Argent aurifère.	Or.
	q. m.	k.	k.
Minerais grillés.......	3,682,10	57,356	5,83
Minerais d'argent.....	841,74	51,975	0,28
	4,523,84	109,331	6,110
Soit pour 1,000 kil.		0,2416	0,0135

Les minerais étaient par conséquent plus pauvres que ceux traités au haut-fourneau. On a mis dans le creuset pour désargentifier la matte : plomb pauvre 265q.m,44 tenant argent aurifère 1k,873, or 0k,070.

Le plomb a été employé par conséquent dans la proportion de 238 pour 1 d'argent aurifère, plus grande que dans le cas précédemment considéré. Il est du reste de règle de mettre dans le creuset une proportion de plomb d'autant plus grande que les minerais sont plus pauvres.

Comme fondant on a mis 16 p. 100 de calcaire.

Produits obtenus :

		Argent aurifère.	Or.
	q. m.	k.	k.
Plomb d'œuvre........	240,24	45,045	3,432
Mattes................	666,40	46,655	2,645
Crasses...............	168,00	2,625	
Produits obtenus.	1,074,64	94,325	6,077
Métaux contenus dans le lit de fusion.		111,204	6,180

Dans ce cas encore la perte en argent a été très-forte, supérieure à 15 p. 100 de l'argent contenu, et bien qu'on ne puisse pas admettre ce chiffre comme certain, on doit le considérer comme une évaluation approchée de la perte, qui est à peu près la même dans les deux exemples cités.

Nous ferons comme précédemment quelques remarques sur les résultats obtenus.

1° La proportion du plomb métallique perdu ou passé dans la matte est de 9,50 p. 100.

2° Le plomb d'œuvre obtenu contient pour 1,000 kil. argent aurifère 1k,875, or 0k,1428. Il renferme 0,405 de l'argent et 0,565 de l'or contenus dans le lit de fusion.

Ces proportions sont notablement plus fortes que celles obtenues dans

l'exemple précédent, et sont en rapport avec la plus grande proportion de plomb employée.

3° La matte est produite dans le rapport de 14,73 p. 100 des minerais fondus : elle retient environ 0,50 de l'argent et 0,44 de l'or du lit de fusion : sa richesse est de 0k,700 d'argent et 0k,039 d'or pour 1,000 kilogrammes.

Les scories ont été assez pauvres pour être jetées.

CHARBON. — On a brûlé pour 1,000 kil. de minerais 4me,740 kil. de charbon de bois.

FRAIS. — Les frais principaux de la fonte au demi-haut-fourneau ont été pour 1,000 kilogrammes de minerais fondus :

		fr.
Charbon,	740 kil. à 1f,20........	8,880
Calcaires,	160 kil. à 0,419.......	0,667
Main-d'œuvre,	4f,83...............	3,828
	Somme des frais...........	13,375

Ainsi les frais de fonte sont plus élevés quand on emploie les demi-hauts-fourneaux ; la différence est de 2f,142 pour 1,000 kilogrammes de minerais, c'est-à-dire plus de 18 p. 100.

Nous avons encore une observation à présenter sur la richesse en plomb et en cuivre des mattes obtenues. Dans le traitement au haut-fourneau, la matte obtenue contenait, pour 100 :

Plomb....................	2,71
Cuivre....................	0,68

et dans la fonte au demi-haut-fourneau :

Plomb....................	2,02
Cuivre....................	0,241

En général la matte contient 2 à 3 p. 100 de plomb et de 1/4 à 3/4 p. 100 de cuivre.

La fonte des minerais pauvres donne, outre les produits que nous venons de considérer, une certaine quantité de fumées, recueillies dans les chambres : elles sont très-pauvres en argent et en or : on doit les considérer, non pas comme des fumées, mais bien plutôt comme des matières fines, entraînées par le vent, et plus ou moins altérées par les gaz, avec lesquels elles sont en contact à une température élevée.

Nous n'insisterons pas sur la mise en feu, le mode de chargement et de coulée, etc., opérations toutes bien connues des métallurgistes.

DURÉE DES CAMPAGNES. — La durée des campagnes est ordinairement assez longue, trois semaines au demi-haut-fourneau, et six semaines au haut-fourneau.

Fonte des minerais riches (*Reichverbleiüng*). — Le but de cette fonte est encore de réunir dans du plomb métallique la plus forte proportion possible des

métaux précieux, et de concentrer le reste dans une faible quantité de matte. Comme on opère sur des minerais plus riches, on doit produire le plomb dans le fourneau lui-même, et non plus seulement introduire ce métal par l'œil pour le mettre en contact avec la matte déjà produite : c'est-à-dire qu'on passe dans le lit de fusion une proportion assez grande de matières plombeuses oxydées. La perte en plomb est considérable, mais elle est plus que compensée, quand on opère sur des minerais assez riches, par la diminution de la perte en métaux précieux dont la majeure partie est obtenue, dès la première fonte, en combinaison avec le plomb métallique.

Pour diminuer, autant que possible, la perte en plomb, on fond dans des demi-hauts-fourneaux avec une faible pression de vent : on recueille les fumées dans des grandes chambres de condensation. Les dimensions principales des fourneaux sont celles que nous avons données précédemment en parlant de la fonte des minerais pauvres.

La limite de richesse des minerais, à laquelle ce mode de traitement devient avantageux, est 125 gr. d'argent aurifère par 100 kilogrammes. Parmi les minerais plus riches, on fait avec grand soin la distinction de ceux qui sont très-aurifères et de ceux qui sont pauvres en or. On fond ensemble les minerais riches en or, et ensemble ceux qui sont pauvres, quelle que soit leur teneur en argent. Nous avons déjà donné précédemment la raison de cette séparation ; avec les minerais riches en or, les scories sont presque toujours assez riches pour être traitées de nouveau avec avantage. La limite est fixée à 10 denär d'or par marc d'argent aurifère, 39g,06 par kilogramme.

On a toujours à l'usine de grands approvisionnements de minerais, ce qui permet d'obtenir la régularité désirable dans la fonte. On ne passe dans le lit de fusion que la quantité de scories nécessaire pour former et entretenir le nez.

Lit de fusion. — La quantité de minerais de plomb et de matières plombeuses oxydées dans le lit de fusion dépend : de la quantité de ces minerais et matières qu'on peut se procurer, et surtout de la richesse en argent et en or des minerais traités. On emploie une proportion de matières plombeuses d'autant plus grande que les minerais d'argent sont plus riches. Les proportions suivantes sont le plus ordinairement adoptées :

Minerais et schlichs riches en argent..................	55 à 60
Matte riche de la fonte pauvre, grillée.................	15 à 30
Minerais de plomb grillés et matières plombeuses oxydées.	40 à 80

On ajoute comme fondant, une quantité de calcaire variable avec la nature plus ou moins quartzeuse des gangues ; et comme réductif, une certaine proportion de fonte en grenailles ; elle augmente le rendement en plomb et même la proportion d'argent et d'or qui passent dans le plomb métallique.

PRODUITS. — Les minerais de plomb, ainsi que la plus grande partie des pyrites, doivent être grillés, afin que la proportion de matte obtenue ne soit pas trop grande, dans le but d'agglomérer une grande partie des matières, et de ne pas avoir tout un lit de fusion pulvérulent. Les grillages sont faits au four à réverbère, en recueillant les fumées et les matières fines entraînées dans des chambres de condensation.

Les produits principaux de la fonte sont :

1° Du plomb d'œuvre, assez riche pour être coupellé, dans la proportion de 75 à 80 p. 100 du plomb contenu dans le lit de fusion, tenant de 70 à 75 p. 100 de l'argent et 95 à 98 p. 100 de l'or des minerais et matières fondues ;

2° Une matte, obtenue dans la proportion de 10 à 12 p. 100, assez pauvre en argent et surtout en or, et plus ou moins riche en cuivre ; elle tient ordinairement :

Plomb..................	10 à 20 p. 100
Cuivre..................	1 à 3
Argent aurifère...........	62g,50 à 125 gr. aux 100 kil.

3° Des scories pauvres en plomb et en argent, plus ou moins aurifères.

4° Des crasses, débris divers et fumées qui sont traités dans les opérations auxquelles leur richesse les rend plus convenables.

Dans une semaine, on peut fondre de 196 à 224 q. m. de minerais et schlichs en brûlant 1mc,754 à 2mc,105 de charbon pour 1,000 kilogrammes.

La durée des campagnes varie de quinze jours à trois semaines.

PERSONNEL. — Le nombre des ouvriers est le même que pour la fonte des minerais pauvres au demi-haut-fourneau. En vingt-quatre heures, on emploie 14 1/2 journées d'ouvriers, dont le prix s'élève à 11f,484.

Exemple de la fonte des minerais riches à l'usine de Fernesy, en 1847. — En 187 jours, on a fondu :

		Plomb.	Cuivre.	Arg. aurif.	Or.
	q. m.	q. m.	q. m.	k.	k.
Minerais de plomb grillés....	2,951,99	876,830	»	191,074	6,352
Minerais d'argent...........	938,129	»	»	319,515	0,753
Matte de la fonte pauvre grillée	1,039,92	27,384	2,178	75,461	4,680
Produits plombeux oxydés...	431,76	240,464	»	11,985	0,175
	5,361,799	1,144,678	2,178	598,035	11,960
Soit pour	1,000 kil.	213k,47	0k,40	1k,114	0k,0225

Rapport du plomb à l'argent aurifère : 191 : 1.

La proportion du plomb est donc, à peu près, la même que dans les exemples précédemment considérés de fontes des minerais pauvres ; le mode d'emploi du plomb est seul différent.

On a dû ajouter comme fondant 12 p. 100 de calcaire, et comme agent de réduction 4 p. 100 de grenailles de fonte.

Produits obtenus :

		Plomb.	Cuivre.	Argent aurif.	Or.
	q. m.	q. m.	q. m.	k.	k.
Plomb d'œuvre.........	815,36	815,36	»	476,288	13,580
Matte..................	490,56	98,72	5,208	88,20	0,1837
Crasses................	301,28	51,88	»	14,89	
Métaux contenus dans les produits.		965,96	5,208	579,378	13,7637
Métaux contenus dans le lit......		1,144,678	2,178	598,035	11,960

D'où résultent : perte sur le plomb, 178^{qm},718 ; sur l'argent, 18^{k},657, et une augmentation considérable sur le cuivre et sur l'or. Ces deux augmentations ne doivent pas surprendre, en raison de l'imperfection des essais, laquelle ne permet pas de doser, avec un peu d'approximation, ces deux métaux, qui existent, en quantités très-faibles, dans les minerais et matières.

Les conséquences à tirer des nombres précédents sont :

1° La perte en plomb est considérable ; elle dépasse 15 p. 100 de la quantité indiquée par les essais.

Le plomb d'œuvre, obtenu dans la proportion de 71 p. 100 du plomb contenu dans les matières fondues, tient 0,78 de l'argent et la presque totalité de l'or.

Sa richesse, par 1,000 kilogrammes, est de :

Argent..............................	5^{k},844
Or..................................	0^{k},1665

2° La matte est produite dans la proportion de 0,0915 des matières fondues ; elle contient, pour 1,000 kilogrammes :

Plomb..............................	201^{k},00
Cuivre.............................	10^{k},58
Argent.............................	1^{k},79

Elle est très-pauvre en or, et prend 0,086 du plomb et 0,147 de l'argent du lit de fusion.

3° Une certaine quantité de plomb et d'argent se trouve dans les crasses, débris de fourneaux, fumées, etc., qui rentrent dans les différentes opérations du traitement. On n'a pas indiqué dans les registres la richesse en métaux des scories ; elles ne contiennent certainement pas moins de 3 p. 100 de plomb.

Frais pour 1,000 kil. de minerais et matières plombeuses. — Les nombres qui précèdent permettent de calculer les principaux frais de cette fonte.

On a fondu par semaine 208 q. m. de minerais et de matières plombeuses.
fonte de 1,000 kilogrammes a exigé :

			fr.
Charbon..........	388k,50	à 1f,20.........	4,656
Calcaire...........	120k,00	à 0f,417........	0,500
Grenaille de fonte..	40k,00	à 11f,150........	4,460
Main-d'œuvre......	4j,879.................		3,864
	Total des frais principaux...........		13,480

Si l'on évitait l'emploi des grenailles de fonte, on pourrait diminuer notablement ces frais ; mais l'expérience a démontré que cette économie serait mauvaise, que la proportion de plomb, d'argent et d'or, passant dans la matte, serait plus grande, et par suite, la perte en métaux plus forte.

Nous avons rapporté les frais à 1,000 kilogrammes de matières fondues ; il est bon de mettre en évidence les frais pour 1,000 kilogrammes de minerais et matte seulement : ils s'élèvent dans ce cas à 12f,293.

Traitement des mattes produites dans les deux fontes des minerais. — Nous avons indiqué précédemment que le traitement des mattes dépend de leur richesse, laquelle est variable avec la proportion dans laquelle elles sont obtenues.

Les mattes produites par les deux premières fontes sont en partie passées, après grillage, dans l'une ou dans l'autre de ces fontes. Cela se fait toutes les fois que, par leur richesse en or et en argent, les mattes se rapprochent, soit des minerais pauvres, soit des minerais riches.

Dans le cas des mattes très-pauvres, produites dans la fonte pauvre, on répète sur elles la première opération. Enfin, dans le cas exceptionnel où les premières mattes sont très-riches en cuivre, on les garde pour l'opération en fonte spéciale des mattes cuivreuses aurifères et argentifères nommée la *kupfer anflösung*.

Assez ordinairement, les mattes doivent être traitées dans une fonte spéciale analogue à la fonte des minerais pauvres ou à la fonte des minerais riches, suivant la nature des mattes. Les mattes sont grillées en tas et à deux feux et fondues ensuite, soit avec un mélange de matières plombeuses oxydées, soit sans addition de ces matières, mais avec action ultérieure du plomb pauvre dans le creuset sur la matte concentrée produite. Dans le cas où les mattes ont une richesse moyenne, on fait agir le plomb de deux manières ; c'est-à-dire, on ajoute au lit de fusion une certaine quantité de matières plombeuses oxydées, et on met du plomb pauvre dans le creuset par l'œil de la poitrine.

Nous allons considérer d'abord les deux opérations qui constituent le

traitement spécial des mattes, fonte après grillage, dans un demi-haut-fourneau.

Fonte de la matte des minerais pauvres. Armverbleiüng lech schmelzen. — Les mattes sont grillées en tas sous un hangar, et à deux ou trois feux, suivant qu'elles sont plus ou moins riches en cuivre.

Nous rappellerons ici que les frais de grillage s'élèvent à $2^f,656$ pour 1,000 kilogrammes et pour 2 feux.

Ils seraient de $4^f,122$ pour 1,000 kilogrammes et pour 3 feux.

On ne tient pas compte de la perte de poids au grillage.

La fonte des mattes grillées est faite dans un demi-haut-fourneau, dont les dimensions et la disposition sont à peu près celles des fourneaux qui servent à la fonte riche. La principale différence est dans la position et dans l'inclinaison de la tuyère ; elle est placée à la hauteur de $0^m,421$ seulement et inclinée de 3 degrés.

La fonte est conduite, comme toutes les précédentes, à gueulard, tuyère et œil obscurs.

Lit de fusion (*Beschickung*). — La composition du lit de fusion est très-variable avec la richesse des mattes en argent et en cuivre. Dans le cas de mattes riches en argent, on les mélange avec

15 à 20 p. 100 de litharges riches,

40 à 50 p. 100 de scories riches, provenant de la fonte riche des minerais.

Il faut remarquer cette addition de scories; on les passe en aussi forte proportion que possible, et on choisit celles qui sont les plus riches en or. Non-seulement on peut les ajouter sans inconvénient, mais on y trouve un avantage. Comme les mattes sont toujours plus pauvres en or que les minerais eux-mêmes, parce que, dans la première fonte, le plomb sépare la plus grande partie de l'or, la fusion des scories riches avec les mattes tient lieu d'un traitement spécial des scories.

On peut fondre en même temps que les mattes une certaine proportion de minerais d'argent, mais à la condition qu'ils ne soient pas aurifères ; cette addition a l'avantage d'introduire dans le lit de fusion les matières quartzeuses nécessaires à la scorification de l'oxyde de fer. L'introduction de minerais aurifères aurait l'inconvénient de donner des scories encore riches en or, et que, par suite, il faudrait encore traiter.

On peut fondre dans une semaine $190^{qm},40$ à 196 q. m. de minerais d'argent et mattes grillées en consommant $2^{mc},10 = 388^k,50$ de charbon par 1,000 kilogrammes de mattes et minerais.

Personnel. — Le personnel est le même que pour la fonte des minerais riches, et payé par poste. Pour une journée de vingt-quatre heures, il faut 14 1/2 postes d'ouvriers, $11^f,484$.

PRODUITS. — La fonte des mattes donne les produits suivants :

1° Plomb d'œuvre, assez riche pour être coupellé ; il tient ordinairement de 312g,50 à 531g,25 d'argent aurifère par 100 kilogrammes. On l'obtient dans la proportion de 85 à 90 p. 100 du plomb contenu dans les litharges.

2° Matte pauvre en argent, nommée *armverbleiüng-repetitions lech,* dans proportion de 18 à 20 p. 100 des mattes fondues : sa richesse varie entre les limites suivantes :

	gr.		gr.		
Argent très-peu aurifère.......	93,75	à	187,50	p.	100 kil.
Plomb.......................	10,00	à	15,00		—
Cuivre	8,00	à	20,00		—

3° Des crasses et résidus divers du traitement, toujours un peu plus pauvres que les mattes elles-mêmes.

4° Des scories très-pauvres en argent et en or, et rendant à l'essai

1/2 à 2 1/2 p. 100 de plomb ;

1/4 à 1/2 p. 100 de cuivre.

Elles seraient d'un traitement difficile et sont jetées.

Le traitement ultérieur des mattes dépend beaucoup de leur richesse en cuivre. Quand elles sont pauvres en cuivre et encore assez riches en argent, elles doivent être grillées et fondues une seconde fois avec des scories et du plomb pauvre ajouté dans le creuset ; cette opération a pour but et pour résultat de concentrer le cuivre et d'enlever les métaux précieux, en les faisant passer dans du plomb d'œuvre, et de rendre la matte propre à la *kupfer anflösüng*, traitement des mattes cuivreuses ; mais il est rarement nécessaire de faire cette seconde fonte de mattes.

Les mattes données par la fonte des minerais pauvres sont quelquefois obtenues en proportion plus forte que d'ordinaire [1], et sont trop pauvres pour qu'on ait avantage à les traiter après grillage par addition de matières plombeuses oxydées. On les traite dans ce cas comme les minerais pauvres, en les fondant avec des minerais d'argent et une proportion plus ou moins grande de scories, puis faisant agir du plomb pauvre sur la matte produite.

Quand on a fondu des minerais riches en cuivre, ou que, par suite d'un trop complet grillage, la première matte n'a été produite qu'en très-faible proportion, cette matte est assez riche en cuivre, en argent, et même quelquefois en or. Elle est alors mise de côté pour la fonte spéciale dite *kupfer anflösüng*, ou même quelquefois pour la fonte de la matte provenant de la *kupfer anflösüng*.

1. Quand le grillage des mattes a été trop rapide, elles contiennent après les deux feux ordinaires une trop forte proportion de soufre ; la fonte donne alors beaucoup de mattes.

En résumé, une partie des mattes de la onte des minerais pauvres est passée dans les fontes des minerais ou dans celles des mattes cuivreuses ; une partie seulement exige un traitement spécial, lequel, comme pour les minerais, se compose d'une fonte de concentration avec addition de matières plombeuses, quand la matte est riche, avec action du plomb métallique dans le cas contraire.

Exemple de la fonte des mattes. — Nous donnerons, comme exemple de la fonte des mattes, les résultats obtenus à l'usine de Fernesy en 1847 pour des mattes pauvres en cuivre, assez pauvres en argent, riches en or.

On a fondu, au demi-haut-fourneau, en 20 jours :

		Cuivre.	Argent.	Or.
	q. m.	q. m.	k.	k.
Crasses et mattes grillées à 2 feux......	332,64	0,97	18,629	0,889
Minerais d'argent....................	74,48	»	16,590	0,038
	407,12	0,97	35,219	0,927
Soit pour 1,000 kil.		2k,38	0k,865	0k,0227

Ce mélange de minerais et de mattes grillées est notablement plus riche que le mélange des minerais pauvres, passés dans la *armverbleiùng*, et plus riche en cuivre que les minerais passés dans la *reichverbleiùng*. En raison de la richesse en *or*, on n'a pu passer qu'une très-faible proportion de scories de la *reichverbleiùng*.

Pour désargentifier la matte produite, on l'a mise en contact dans le creuset avec du plomb pauvre.

Plomb, 67qm,20 tenant argent, 2k,10.

Le rapport du plomb employé à l'argent aurifère contenu est donc 180 de plomb pour 1 d'argent aurifère, proportion un peu moindre que celle employée dans la fonte des minerais pauvres :

PRODUITS.

		Plomb.	Cuivre.	Argent aurif.	Or.
	q. m.	q. m.	q. m.	k.	k.
Plomb..................	63,84	»	»	27,93	0,7875
Matte et crasses.........	67,20	1,344	1,344	8,40	0,295
Somme des produits.....	131,04	65,184	1,344	36,33	1,0825
Métaux contenus dans les matières traitées....			0,97	37,319	0,927

On a employé 67qm,20 de plomb, on a retiré 65qm,184 ; la perte a été de 2qm,016, soit seulement 3 p. 100 pour l'argent ; la perte s'est élevée à 0k,989, soit 2,65 p. 100.

Remarques. — 1° Le plomb d'œuvre est obtenu dans la proportion de 95 p. 100 du plomb ajouté ; mais nous ferons observer qu'on n'a pas tenu compte du plomb contenu dans les mattes : les mattes nouvelles produites dans le fourneau n'ont pas, comme dans la fonte de minerais, à se saturer

de plomb. Le plomb d'œuvre prend les 0,75 de l'argent et 0,80 de l'or contenus dans les matières traitées; sa richesse est de 4k,375 d'argent et 0k,123 d'or par 1,000 kilogrammes.

2° On n'a pas séparé dans les registres les mattes des crasses, leur somme produite dans la proportion de 16,53 p. 100 des mattes et minerais fondus. Elles tiennent les 0,224 de l'argent et 0,315 de l'or des matières fondues; leur richesse est de 1k,25 d'argent et 0k,044 d'or par 1,000 kilogrammes. Elles sont par conséquent plus riches que la moyenne des mattes et minerais traités, et aussi que les mattes seules.

Fonte des mattes provenant de la fonte des minerais riches (*Reichverbleiüng lech schmelzen*). — Nous nous bornerons, pour ce traitement, à citer un exemple tiré des registres de l'usine de Fernesy pour l'année 1847, et qui se rapporte à des mattes assez riches.

On a fondu au demi-haut-fourneau en 51 jours :

		Plomb.	Cuivre.	Arg. aurif.	Or.
	q. m.	q. m.	q. m.	k.	k.
Crasses et mattes grillées...	1,086,40	196,87	7,98	140,665	0,3725
Minerais d'argent.........	134,96	»	»	6,195	0,1210
Crasses et ressuage........	81,76	49,59	14,01	7,052	0,3230
Litharges................	279,08	243,43	»	4,920	0,0875
	1,582,20	489,89	21,99	158,832	0,9040
Soit pour 1,000 kil.		310k,00	13k,90	1k,005	0,00381

Rapport du plomb à l'argent aurifère, 308 à 1. Rapport bien plus grand que celui employé dans l'exemple précédent du traitement de mattes pauvres par imbibition. Les mattes et crasses avaient été grillées à trois feux ; leur richesse était assez grande ; elles contenaient pour 1,000 kilogrammes : plomb 18k,14, cuivre 7k,35, argent 1k,30, or 0k,00326.

Comme le lit de fusion était très-pauvre en or, on a pu ajouter une cer[illegible] proportion de scories riches provenant de la *reichverbleiüng*, 586 q. m. [illegible]n n'a pas déterminé la richesse.

[illegible] pu passer dans une semaine 300 q. m. du lit de fusion, soit seulem[illegible]81 q. m. de mattes, crasses et minerais. On a brûlé 388k,50 de char[illegible]our 1,000 kilogrammes de minerais d'argent, mattes et crasses.

On a produit :

		Plomb.	Cuivre.	Arg. aurif.	Or.
	q. m	q. m.	q. m.	k.	k.
Plomb................	465,92	»	»	129,64	1,2857
Matte................	467,24	51,13	22,086	39,83	0,0710
Métaux obtenus........		51,13	22,086	169,47	1,3567
Tandis que les métaux contenus dans les matières fondues pesaient..		489,89	21,99	158,832	0,6040

Ces nombres accusent une augmentation notable pour le plomb, le cui-

vre, l'argent et l'or, ce qui indique que les essais ont été faits avec assez peu d'exactitude : aussi pouvons-nous tirer de ces nombres les seules conséquences :

1° On a obtenu à l'état métallique 95 p. 100 du plomb contenu dans les matières fondues : le plomb d'œuvre a pris les 0,81 de l'argent et presque tout l'or. La richesse du plomb d'œuvre a été de 2^k,785 d'argent et 0^k,0275 d'or pour 1,000 kilogrammes ;

2° La matte et les crasses (les registres ne tiennent compte que de la somme des deux produits) ont été produites dans la proportion de 29 p. 100 ; elles ont concentré plus de 10 p. 100 du plomb, la totalité du cuivre, et 25 p. 100 de l'argent : leur richesse pour 1,000 kilogrammes est :

Plomb..............	109^k,00
Cuivre..............	4^k,75
Argent.............	0^k,856

La quantité d'or qu'elles renferment n'est plus appréciable.

Frais. — Nous allons indiquer maintenant les frais principaux du traitement des mattes, dans les deux exemples cités :

1° *Traitement des mattes provenant de la Armverbleiüng.* — On a fondu en vingt jours 407^{qm},12 de mattes et minerais, soit par vingt-quatre heures 22 quintaux métriques. Pour fondre 1,000 kilogrammes, il a fallu 0^j,454.

Les frais principaux ont été :

Main-d'œuvre, 6^j,583..........	5^f,234
Charbon, 388^k,50 à 1^f.20.......	4^f,662
Total.............	9^f,896

Il faudrait ajouter à ce nombre la valeur du plomb perdu par suite de l'opération. Nous ne pouvons pas en tenir compte, parce que les nombres inscrits sur les registres ne nous ont pas paru présenter le degré d'exactitude convenable.

2° *Traitement des mattes provenant de la Reichverbleiüng.* — On a fondu en cinquante et un jours $1,582^{qm}$,20 de mattes, crasses, minerais et litharges soit par vingt-quatre heures 38^{qm},20 ou 26^{qm},146, en considérant seulement les mattes et les minerais. Pour fondre 1,000 kilogrammes de mattes et minerais, il a fallu 0^j,377.

Les frais pour la fonte de 1,000 kilogrammes ont été :

Main-d'œuvre, 5^j,466	4^f,329
Charbon, 388^k,50 à 1^f,20..........	4^f,662
Total....................	8^f,991

Les frais, ainsi mis en évidence, sont un peu moindres que dans le premier exemple ; mais la perte en plomb a été certainement plus forte, parce que les

matières plombeuses ont été introduites dans le lit de fusion, et cette perte devrait figurer dans des calculs comparatifs.

TRAITEMENT DES MATTES CUIVREUSES (*Kupfer anflösüng*). — *Traitement des mattes argentifères riches en cuivre* (*Kupfer anflösüng*). — Cette opération s'applique aux mattes et en général à tous les produits contenant une forte proportion de cuivre, de 8 à 20 p. 100, et riches en argent et même en or. Elle ne diffère des fontes précédemment considérées que par la quantité de matte qu'on cherche à obtenir. On fond les mattes cuivreuses, grillées à deux ou trois feux, avec une proportion de matières plombeuses oxydées d'autant plu forte que les mattes sont plus riches en cuivre et en argent, afin de retirer de cette fonte le plus possible de métaux précieux en combinaison avec le plomb.

On dispose ordinairement le lit de fusion de manière à ce qu'il contienne :

Pour 1 d'argent, 450 à 500 de plomb.

On ajoute toujours une certaine proportion de grenailles de fonte et des scories riches en cuivre ; on choisit de préférence celles qui proviennent du traitement des mattes de la *Kupfer anflösüng*.

La fonte est faite dans un demi-haut-fourneau ; il est analogue à ceux qui servent aux fontes précédentes : la tuyère est peu élevée, seulement de $0^m,316$. Le nombre des ouvriers est encore le même, c'est-à-dire que pour une journée entière il faut quatorze et demi postes d'ouvriers, payés ensemble $11^f,484$. On peut passer dans une semaine de 196 quintaux métriques à 224 quintaux métriques de mattes et cuivre noir (matières cuivreuses), en consommant en charbon de $1^{mc},758$ à $2^{mc},105$, soit de $325^k,23$ à $389^k,43$ par 100 kilogrammes de matières cuivreuses.

Les produits de la fonte sont :

1° Du plomb plus ou moins pauvre en argent : il est obtenu dans la proportion de 80 à 90 p. 100 du plomb ajouté au lit de fusion, sa richesse en argent ne dépasse pas ordinairement 350 grammes par 100 kil.

2° Une matte nommée *Kupfer anflösüng lech*, dans la proportion de 40 à 50 p. 100 ; elle tient ordinairement :

Plomb..............	10 à 15 p. 100.
Cuivre..............	30 à 40 p. 100.
Argent..............	$62^g,50$ à $78^g,125$ aux 100 kil.

Elle est trop riche en argent pour être envoyée à Felsöbânya : elle passe encore à une désargentification.

3° Des crasses diverses, on les passe toutes dans la fonte elle-même.

4° Des scories qui rendent à l'essai plus de 1/2 p. 100 de cuivre ; elles sont utilisées dans la fonte des mattes riches en cuivre, et plus rarement dans la fonte elle-même.

Exemple de la Kupfer anflösüng à l'usine de Fernesy en 1847. — On a fondu au demi-haut-fourneau en vingt-trois jours :

		Plomb.	Cuivre.	Arg. aurif.	Or.
	q.m.	q.m.	q.m.	k.	k.
Mattes et crasses....	481,60	65,37	34,98	58,597	0,0575
Cuivre noir.........	65,52	»	55,434	26,595	1,0395
	547,12	65,37	90,414	8k,192	1,0970
Soit par 100 kil...........		118,00	165,00	1,557	0,02

On a passé comme matières plombeuses oxydées :

Litharges	394qm,24	tenant plomb.......	336qm,48
Argent aurifère..	7k,427	— or..........	0k,179

Puis comme fondant et comme réductif :

Scories cuivreuses	170 q. m.
Grenailles de fonte........	22

En négligeant les métaux contenus dans les scories, le lit de fusion contenait :

Plomb.....................	401qm,65
Cuivre.....................	90qm,414
Argent aurifère.............	92k,619
Or.......................	1k,276

Rapport du plomb à l'argent aurifère : 433 : 1.

Produits. — Les produits principaux ont été :

		Plomb.	Cuivre.	Arg. aurif.	Or.
	q.m.	q.m.	q.m.	k.	k.
Plomb............	308,00	308,00	»	75,00	1,2425
Matte.............	201,60	20,16	76,61	11,025	0,0350
Crasses...........	70,56	42,56	11,995	5,775	0,0180
Somme des métaux....		370,72	88,605	91,800	1,2955

D'après ces nombres, il y a eu perte notable sur le plomb, le cuivre et l'argent :

Sur le plomb 31qm,13 ,soit 7,74 p. 100 ;

Sur le cuivre 1qm,805, soit 2, p. 100 ;

Sur l'argent 0qm,819, soit 0,884 p. 100.

Observations. — Le plomb est obtenu dans la proportion de 76,60 p. 100 du plomb contenu dans les matières fondues, et plus de 90 p. 100 du plomb ajouté dans les litharges. Il tient la presque totalité de l'or et 0,80 de l'argent contenus dans le lit de fusion.

La richesse du plomb par 1,000 kilogrammes est : argent 2k,43 ; or 0k,0403.

La matte séparée des crasses est obtenue dans la proportion de 36,80 p. 100 des mattes et cuivres noirs traités :

Richesse de la matte :

Plomb..............	10 p. 100.
Cuivre..............	38
Argent.............	54g,70 aux 100 kil.

Les crasses paraissent avoir retenu une proportion assez forte de grenailles de plomb, auxquelles elles ont dû leur richesse en argent.

Frais. — Frais principaux de la fonte des matières cuivreuses rapportés à 1,000 kilogrammes de ces matières.

On a fondu dans une semaine 167 quintaux métriques de mattes et cuivre noir, soit par vingt-quatre heures 23qm,85. Pour fondre 1,000 kilogrammes, il a fallu 0j41 :

		fr.
Main-d'œuvre.....	6j,081...........	4,815
Charbon..........	384k à 1f,20...	4,460
Ferrailles.........	40k,60 à 11f,15..	4,530
	Total...........	13,805

Fonte des mattes de la *Kupfer anflösùng*. — *Traitement des mattes de l'opération précédente.* — L'opération est nommée *Kupfer anflösùng lech schmelzen*.

Les mattes obtenues dans la Kupfer anflösùng sont très-riches en cuivre, puisqu'elles rendent ordinairement à l'essai plus de 30 p. 100 de ce méta ; mais elles contiennent encore trop d'argent pour qu'on puisse les envoyer à l'usine de Felsöbánya ; elles renferment en outre une quantité assez notable de plomb, qui serait nuisible dans le traitement spécial pour cuivre. Il est donc important de faire subir à ces mattes une nouvelle fonte, dans laquelle on cherche à ramener à l'état métallique une certaine quantité de plomb par l'addition de grenailles de fonte, et en même temps à séparer une partie de l'argent, en mettant la nouvelle matte en contact, dans le creuset du fourneau, avec du plomb métallique pauvre. On passe dans le lit de fusion des scories cuivreuses.

Le lit de fusion se compose ordinairement de :

100 parties mattes (non grillées, si elles sont très-riches en cuivre) ;

50 parties scories cuivreuses ;

5 parties grenailles de fonte.

On met dans le creuset et par l'œil de 620 à 660 parties de plomb pauvre pour chaque partie d'argent.

La fonte est faite dans un demi-haut-fourneau, analogue à ceux qui servent pour toutes les fontes ; la tuyère est élevée seulement de 0m,287, et inclinée à 4°. On a soin de maintenir la tuyère et le gueulard parfaitement obs-

curs et d'opérer la fusion à basse température, avec une faible pression de vent.

On peut passer par semaine au plus 196 q. m. de matte, en brûlant 389 kilogrammes de charbon pour 1,000 kilogrammes.

Produits. — La fonte donne les produits suivants :

1° Plomb impur et pauvre en argent, dans la proportion de 90 p. 100 du plomb ajouté. Il est employé pour la désargentification des mattes, mais après avoir été soumis à une liquation (*Saigern*) qui le débarrasse d'une partie du cuivre, de l'arsenic et de l'antimoine.

2° Matte cuivreuse destinée à l'usine de Felsöbánya : elle est désignée sous le nom de *Entsilberüng Kupferlech*, elle est produite dans la proportion de 80 p. 100 de la matte fondue, et contient :

Plomb.......	3 à 4 p. 100.
Cuivre.......	35 à 40
Argent.......	15g,625 à 23g,437 aux 100 kil.

On ne considère pas comme possible d'enlever économiquement à cette matte une plus grande quantité d'argent. Il en résulte une dernière cause de perte, qui s'ajoute à celles déjà très-nombreuses des grillages et des fontes successives.

3° Crasses plus ou moins riches, qui sont toutes repassées dans l'opération.

4° Scories assez riches en cuivre, mais assez pauvres en plomb et surtout en argent ; elles sont fondues dans les *Kupfer anflösüng*.

Exemple de cette fonte à l'usine de Fernesy. — On a fondu en 9 jours :

		Plomb.	Cuivre.	Argent.	Or.
	q. m.	q. m.	q. m.	k.	k.
Mattes grillées.	201,60	20,10	76,61	11,025	0,035
Soit pour 1,000 kil.		100 kil.	366 kil.	0,543	

On a employé comme fondant et comme réductif :

100 q. m. scories cuivreuses.

10 q. m. grenailles de fonte.

On a mis dans le creuset, pour désargentifier la matte :

Plomb pauvre. 179qm,65 tenant argent. 1k,40 or... 0k,0875

Les matières employées contiennent donc, en négligeant les métaux contenus dans les scories :

Plomb.............	109qm,75
Cuivre.............	76qm,61
Argent.............	12k,425
Or................	0k,1225

Rapport du plomb à l'argent........ 883 : 1.

Produits. — La fonte a donné les résultats suivants :

		Plomb.	Cuivre.	Argent.	Or.
	q. m.	q. m.	q. m.	k.	k.
Crasses de liquation..	34,72	21,53	4,86	1,085	0,525
Plomb.............	163,52	»	»	5,11	»
Matte..............	165,20	»	70,207	6,80	»

On a donc obtenu, en métaux utilisables :

	q. m.		
Plomb.....	185,05	soit	92,5 p. 100 du plomb total.
Cuivre.....	75,067	soit	97,9 p. 100 du cuivre.
Argent.....	6,195	soit	50 p. 100 de l'argent.

La perte notable est donc sur l'argent ; cela provient de ce que nous n'avons pas compté comme métal utilisable l'argent contenu dans le cuivre noir.

Le plomb obtenu est soumis à la liquation, ce qui donne du plomb pur, employé pour les différentes désargentifications, et des crasses (*Saiger Krätze*), qui sont repassées dans les fontes cuivreuses.

La matte destinée à l'usine de Felsőbánya tient en cuivre 42 p. 100 et 92 p. 100 du cuivre des mattes fondues.

Frais principaux de cette fonte rapportés à 1,000 kil. :

		fr.
Main-d'œuvre.....	6j,496........	5,145
Charbon.........	389k,00 à 1f,20	4,668
Grenailles de fonte	50k,00 à 11f,15	5,575
	Total.........	15,388

D'après les exemples cités jusqu'ici, on voit qu'il faut employer une proportion de plomb d'autant plus grande que les mattes renferment plus de cuivre et moins d'argent ; et aussi la différence entre les deux modes d'emploi du plomb métallique ou des matières plombeuses, n'est pas seulement déterminée par la pauvreté ou la richesse des mattes en argent et en or, mais encore, dans la dernière fonte, par exemple, par la nécessité d'obtenir du plomb peu cuivreux et des mattes peu plombeuses.

Fonte des scories riches (*Schlacken Schmelzen*). — Les scories provenant des fontes de minerais et des mattes riches en or contiennent toujours une proportion assez notable de ce métal ; il est facile d'en retirer la plus grande partie en fondant les scories avec une proportion convenable de pyrites de fer grillées ; mais les frais sont assez élevés, et par conséquent l'opération ne peut être faite que sur des scories un peu riches, et dans le cas où on peut se procurer le charbon et les pyrites à des prix modérés.

Avec les prix indiqués précédemment pour le charbon et pour la main-d'œuvre, les frais de traitement montent à 2f,290 pour 1,000 kilogrammes ; on trouve avantage à traiter les scories qui rendent à l'essai, 2gr,93 d'argent aurifère par 100 kilogrammes.

La fonte des scories est faite dans le haut-fourneau (ou dans les demi-hauts-fourneaux, à l'usine de Fernesy), qui sert pour la fonte des minerais pauvres.

Les scories sont mélangées avec 8 à 10 p. 100 de pyrite de fer, grillées en grands tas à l'air libre, et la fonte est poussée très-rapidement. On passe dans une semaine 896 à 1,120 q. m. de scories en consommant 130 à 155 kilogrammes de charbon par 1,000 kilogrammes de scories.

La conduite du fourneau demande un peu moins de personnel que pour la fonte des minerais pauvres, c'est-à-dire pour une journée de 24 heures 15 postes payés 11f,532, soit pour 1,000 kilogrammes de scories fondues :

		fr.
Main-d'œuvre	environ 1j,05...	0,807
Charbon....	135 kil à 1f,10...	1,485
Total..............		2,292

Quand les scories sont fusibles et qu'on peut atteindre 1,120 q. m. fondus dans une semaine, les frais ne dépassent pas 2f.235.

PRODUITS. — Les produits de la fonte des scories sont très-variables; avec la proportion et surtout avec le degré d'avancement du grillage des pyrites de fer employées, on devrait obtenir :

Du plomb d'œuvre,
Une matte,
Des scories.

Mais souvent le grillage des pyrites n'est pas assez complet; la proportion de matte est plus forte et l'opération ne donne pas de plomb métallique. Dans l'opération théorique : le plomb est obtenu dans la proportion de 2 à 5 p. 100 des scories, ce qui prouve bien qu'en général les scories produites dans le traitement sont fort riches en plomb. Il est ordinairement bon à coupeller, et rend à l'essai 375 grammes à 750 grammes aux 100 kilogrammes.

La matte est produite dans la proportion de 2 1/2 à 3 p. 100. Sa richesse ordinaire est la suivante :

Plomb........	8 à 10 p. 100.
Cuivre........	8 p. 100.
Argent aurifère	46g,875 à 125 gr. aux 100 kil.

Elle est ordinairement grillée à deux feux, en tas sous un hangar, et passée dans le *Kupfer anflösung.*

Les scories sont toujours jetées.

La fonte produit en outre une petite quantité de crasses diverses, qui sont passées dans les opérations qui conviennent le mieux à leur richesse en cuivre ou en argent.

Exemple d'une opération de la fonte des scories à Fernesy en 1847. — On a

traité 3,304 q. m. de scories riches avec 346qm,19 de pyrite de fer grillée, contenant :

Argent aurifère...........	3k,85
Or.....................	0k,23

On a obtenu seulement une matte assez riche : matte 236qm,82, soit 7 1/2 p. 100 des scories fondues et contenant :

Cuivre................	0qm,762
Argent aurifère........	13k,985
Or..................	0k,667

Si on fait abstraction de l'inexactitude des essais des pyrites de fer employées, on déduit de ces nombres que la fonte a retiré des scories :

Cuivre................	0qm,762
Argent aurifère........	10k,135
Or..................	0k,387
Soit de 1,000 kil. de scories :	
Argent aurifère........	0k,0307
Or..................	0k,00117

c'est-à-dire pour un valeur de 10f,30, en évaluant l'argent à 2f10 et l'or à 33 fr.

Dans l'exemple que nous venons de citer on a conduit l'opération assez lentement ; on n'a pas passé plus de 560 q. m. de scories par semaine : aussi les frais ont-ils dépassé 4 fr. par 1,000 kilogrammes de scories. D'après la valeur produite, il restait encore plus de 6 fr. pour couvrir les frais d'achat et grillage des pyrites et du traitement ultérieur des mattes.

Coupellation (*Treiben*). La coupellation est faite dans des fours analogues, pour leur disposition générale et pour leurs dimensions principales, à ceux employés au Harz. Ils ont 9′ = 2m,844 de diamètre, et reçoivent le vent par deux tuyères. A cela, du reste, se borne l'analogie. Nous devons signaler de suite la différence capitale entre les deux procédés de coupellation. Au Harz on cherche à produire des litharges marchandes, très-pauvres en argent, et par conséquent tenant le moins possible de grenailles de plomb : l'opération doit être conduite avec grand soin et avec un certaine lenteur, et surtout de manière à faire sortir les litharges seules. Au contraire, en Hongrie, et notamment à Nagybánya, le plomb et les litharges sont considérés comme un moyen d'extraction de l'argent aurifère ; la plus grande partie des litharges est réduite immédiatement au sortir du four de coupellation, et le reste est employé dans les fontes des minerais ou des mattes ; on n'a donc pas le même intérêt à produire des litharges exemptes de grenailles : l'opération est poussée plus rapidement, et le vent n'est pas lancé à la surface du bain avec la même régularité.

Réduction des litharges. — La réduction des litharges est faite dans un petit fourneau à manche, à parois en fonte, accolé contre le four de coupellation, au-dessous de la voie des litharges; ses dimensions principales sont :

Hauteur..............	0m,79
Largeur...............	0m,420
Profondeur...........	0m,474

Il est formé par trois plaques de fonte et par la paroi du four de coupellation ; la poitrine est percée de trous circulaires, et descend à 0m,0523 environ d'un canal incliné qui conduit le plomb dans un bassin de réception, en brasque, ménagé dans le sol de l'atelier.

On entretient le fourneau constamment plein de charbon de bois, sur lequel on fait couler les litharges sortant du four de coupellation. L'air nécessaire à la combustion s'introduit par le bas et par les trous de la poitrine.

Coupellation. — On coupelle ensemble les plombs d'œuvre semblables, c'est-à-dire ceux pour lesquels la richesse de l'argent en or est à peu près la même ; on a soin de séparer ceux qui offrent des différences notables pour la teneur de l'argent en or et pour le cuivre contenu. On distingue trois principales catégories de plomb d'œuvre.

1° Celui qui provient de la fonte des minerais pauvres ;

2° Celui qui provient de la fonte des minerais riches ;

3° Celui qui provient de la fonte de la *Kupfer anflösüng* ;

Ou autrement dit : les plombs pauvres en or, les plombs riches en or et les plombs cuivreux.

Les plombs d'œuvre provenant des fontes des mattes sont réunis à celle de ces trois classes, à laquelle ils se rapportent d'après leur richesse en or.

Il est possible de coupeller immédiatement les plombs d'œuvre provenant des fontes des minerais et même des premières mattes; mais ceux produits par la *Kupfer anflösüng*, et dans les fontes des mattes riches en cuivre, doivent être soumis à une opération préalable, nommée *saigern*.

Cette opération consiste en une fusion du plomb d'œuvre à basse température et à l'air : elle donne du plomb assez pur et des crasses, dans lesquelles restent la presque totalité du cuivre, une partie de l'arsenic et de l'antimoine combinés avec l'oxygène, et de l'oxyde de plomb. Elles retiennent en outre un peu d'argent; nous avons vu précédemment que ces crasses sont passées dans la dernière fonte des mattes cuivreuses.

Nous n'insisterons pas sur la préparation du four de coupellation. Quand la sole a été battue, on charge 44g,80 de plomb; quand ils sont fondus, et quand les abstrichs produits ont été enlevés, on ajoute successivement du plomb d'œuvre jusqu'à ce qu'on ait fait fondre 112 q. m. On cesse alors

le filage et on achève l'opération aussi rapidement que possible. La coupellation entière est terminée en 50 heures.

PERSONNEL. — Pour une coupellation on compte 29 postes d'ouvriers payés 58f,70.

On estime de plus à 12f,25 les frais de forgerons, en sorte que la main-d'œuvre réelle monte à 60f,95 par coupellation, soit pour 1,000 kilogrammes à 5f,44.

COMBUSTIBLE. — Le four est chauffé avec du bois fendu en bûches de 3′ de longueur. Les fagots ne sont employés nulle part en Hongrie. On brûle pour une opération 54mc,45 qui coûtent 1f,347 le mètre, soit ensemble 73f,344, soit pour 1,000 kilogrammes de plomb d'œuvre 6f,547.

MARNE. — Pour une sole on a besoin de 11qm,20 de marne coûtant 0f,417 le quintal, soit pour une sole 4f,670, soit pour 1,000 kilogrammes de plomb d'œuvre 0f,416.

En résumé, les frais principaux de la coupellation sont, pour 1,000 kilogrammes de plomb d'œuvre :

Main-d'œuvre	5,44
Combustible	6,547
Marne	0,416
	12,403

La coupellation donne les produits suivants :

1° De l'argent, *Blicksilber*, plus ou moins aurifère, et toujours à un titre assez élevé, parce qu'on laisse le gâteau fondu sur la sole, exposé à l'action du vent, un certain temps après l'éclair : ou, en d'autres termes, parce qu'on lui fait subir une espèce de raffinage, après le terme ordinaire de la coupellation. Le titre est souvent supérieur à 0,985.

L'argent aurifère est envoyé à Vienne, depuis que la fabrication des pièces d'argent a été enlevée à la monnaie de Nagybánya.

2° Des litharges plus ou moins pures et riches en argent et or.

Elles sont toutes employées dans les fontes des minerais et des mattes.

3° Des litharges marchandes, rendant à l'essai de 3g,906 à 7g,8125 par 100 kilogrammes. On ne peut en obtenir qu'une très-faible proportion, pour plusieurs motifs : d'abord on a besoin, dans le traitement pour argent, de la presque totalité du plomb et des matières plombeuses : ensuite les litharges contiennent toujours un peu d'oxyde de cuivre qui leur enlève pour la vente une partie de leur valeur ; enfin ce produit ne trouverait un débit notable qu'à Pesth ou même à Vienne, et le transport coûterait fort cher.

4° Du plomb pauvre, provenant de la réduction immédiate des litharges : sa proportion dépend des besoins du traitement.

5° Des abstrichs, abzugs, crasses diverses provenant de la purification du plomb ou de la réduction des litharges. Tous ces produits trouvent leur emploi dans les différentes fontes pour matte.

6° Des débris de sole; on les divise en deux classes, sole riche, sole pauvre. La première comprend les parties supérieures, entièrement imprégnées d'oxyde de plomb, et contenant de 35 à 40 pour 100 de plomb : elles sont passées dans la fonte des minerais riches. La seconde comprend les fragments partiellement imprégnés d'oxyde de plomb, et que la présence de ce métal empêche d'être employés pour la confection d'une nouvelle sole [1]. Ils sont utilisés comme fondants dans la fonte des minerais pauvres.

Réduction des litharges. — La réduction des litharges dans le petit fourneau à manche se fait avec grande facilité, et donne à l'état métallique environ 70 p. 100 du plomb coupellé (quand on réduit toutes les litharges). On obtient en même temps une proportion variable de crasses assez riches.

Elle n'exige aucune main-d'œuvre spéciale ; les ouvriers chargés de la coupellation doivent aussi faire la réduction.

La consommation de charbon est de $7^{m},572$, pour la réduction des litharges d'une coupellation entière, soit pour 1,000 kil. de plomb coupellé $0^{mc},676$ ou 125 kil.

Il est assez difficile d'évaluer la perte en plomb dans la coupellation, à cause du grand nombre de produits, dans lesquels le plomb contenu est indiqué par les essais avec peu d'approximation. Les ingénieurs autrichiens comptent sur une perte de 12 p. 0/0 du plomb, 1 p. 0/0 de l'argent et de l'or.

Nous manquons des renseignements nécessaires pour discuter ces nombres. Il serait peut-être possible de diminuer la perte en condensant les fumées très-abondantes; on ne pense pas, à Fernesy, que ces fumées soient argentifères.

EXEMPLES DE COUPELLATION A L'USINE DE FERNESY EN 1847.

Exemples. — *Coupellation du plomb d'œuvre de la Armverbleiüng.* — On a coupellé 622 q. m. tenant :

Argent aurifère..........	140k,070
Or.....................	9 ,725

On a obtenu les produits suivants :

1. Les soles sont faites avec un mélange, à peu près en parties égales, de marne neuve et de fragments de vieille sole, bien exempts de plomb et pulvérisés.

	q. m.	Plomb. q. m.	Argent aurif. k.	Or. k.
Argent aurifère..	»	»	129,465	8,6510
Plomb pauvre...	»	488,320	3,815	0,2355
Litharges.......	77,28	61,824	1,810	0,0955
Abstrichs.......	17,92	10,752	0,560	0,0085
Sole............	44,80	22,400	2,450	0,0525
Somme............		583,296	138,100	9,0430
Pertes..............		38,604	1,970	0,6820

Ce qui donne sur les métaux contenus dans le plomb d'œuvre les pertes proportionnelles suivantes :

Plomb 6,20 p. 100, argent 1,407 p. 100, or 7 p. 100.

Coupellation du plomb d'œuvre de la Reichverbleiüng. — On a coupellé 1,281qm,28 de plomb d'œuvre tenant :

Argent aurifère 607k,325, or 14k,3237.

On a passé dans le cours de la coupellation :

Minerais d'argent riches 0qm,66 tenant 4k,900.

D'où métaux mis en opération :

Plomb 1,281qm,28, argent aurifère 612k,225, or 14k,3237.

Le plomb d'œuvre était par conséquent bien plus riche en argent, mais en même temps plus pauvre en or que celui qui provenait des fontes des minerais pauvres.

On a obtenu :

	q. m.	Plomb. q. m.	Argent aurif. k.	Or. k.
Argent aurifère.......	»	»	589,8637	12,6700
Litharges marchandes..	953,36	848,40	14,9012	0,2276
Litharges pauvres......	55,30	49,21	1,1850	0,0035
Litharges riches.......	174,16	139,33	4,0862	0,0700
Abstrichs.............	35,28	21,17	1,1025	0,0015
Soles.................	144,48	72,24	3,3862	0,035
Total.............		1,130,35	614,5248	13,0096

La perte en plomb indiquée par ces chiffres est de 150qm,93, soit 11,78 p. 100 du plomb coupellé. Il y a eu augmentation sur l'argent et perte faible sur l'or, 2,21 p. 100.

L'argent aurifère, donné par l'opération, a contenu : 96 p. 100 de l'argent et 88,45 p. 100 de l'or du plomb d'œuvre. Le reste de ces métaux a passé dans les produits.

PRODUCTION. — L'usine de Fernesy occupe une centaine d'ouvriers, et traite annuellement de 50 à 60,000 quintaux métriques de minerais ; elle produit de 3,780 à 3,800 kilogrammes d'argent aurifère, tenant de 80 à 90 kilogrammes d'or fin.

Les mines des particuliers, aux environs de Nagybánya, livrent en outre une certaine quantité d'or plus ou moins argentifère, retirée des minerais, soit par simple préparation mécanique, soit par amalgamation. On peut évaluer la quantité à :

Argent...............	300 à 400 kil.
Or................	110 à 115

Ainsi, en 1847, la production totale en or et argent des mines situées dans le voisinage immédiat de Nagybánya et de l'usine de Fernesy a été:

Argent.....................	4,150 kil.
Or........................	194

dont la valeur est estimée à 1,511,700 fr.

Usine de Kapnik. — L'usine de Kapnik, située à plus de trente kilomètres de Nagybánya, traite des minerais notablement plus argentifères, moins pyriteux et plus blendeux que ceux livrés à Fernesy.

Elle suit à peu près le même mode de traitement; aussi nous bornerons-nous à exposer les différences et à citer les exemples numériques des différentes opérations.

Différences. — La proportion des minerais pyriteux étant moins forte on a définitivement adopté le haut-fourneau pour la fonte pauvre.

Le combustible étant un peu plus cher, on s'efforce de l'économiser en employant les flammes perdues des demi-hauts-fourneaux pour chauffer les fours de grillage. Les expériences suivies depuis plusieurs années ont parfaitement réussi, et bientôt les quatre demi-hauts-fourneaux de l'usine serviront à chauffer par leurs flammes perdues les quatre fours à réverbère nécessaires pour le grillage des minerais riches et des minerais de plomb.

Les mêmes essais ont été tentés à Fernesy, mais ne paraissent pas avoir donné de bons résultats; nous ignorons pour quelle raison.

Nous n'avons pas besoin de représenter par un dessin la disposition très-simple des fours à réverbère, chauffés avec les flammes perdues.

La prise de gaz est faite à 1 mètre en contre-bas du gueulard. Les gaz se rendent, par neuf conduits inclinés, dans un canal horizontal qui les amène directement dans le four à réverbère. Un foyer auxiliaire est construit pour les cas de dérangements au demi-haut-fourneau. On ne change rien à l'allure ordinaire des fontes; le gueulard n'est pas fermé; les fours à réverbère sont disposés comme ceux de Fernesy; le mode de travail, les charges, etc., sont tout à fait pareils à ceux des réverbères chauffés par un foyer spécial.

Nous n'avons pas à répéter la série des opérations du traitement métallurgique; nous allons seulement citer des exemples numériques tirés des registres officiels.

PREMIÈRE OPÉRATION. — *Armverbleiùng*, dans un haut-fourneau de 22′ = 6^{m},952.

On a fondu en quatre-vingt-douze postes de douze heures ou en quarante-six jours :

	Cuivre.	Argent aurif.	Or.
	q. m.	k.	k.
Schlich pyriteux grillé......	1,688,40	78,525	1,785
Minerais d'argent	282,24	17,64	»
Crasses pauvres............	104,16	4,8825	0,070
	2,074,80	101,0475	1,855
Soit pour 1,000 kil.		0,486	0,009

On a donc fondu par jour 45^{qm},10.

On a employé comme fondant 18 p. 100 de calcaire et pour enlever l'argent à la matte produite, plomb pauvre 129^{qm},92 tenant 1^{k},1025. En tenant compte de 12^{qm},32 de plomb contenus dans les crasses, on voit que les matières employées contenaient :

Plomb 142^{qm},24, argent aurifère 102^{k},1500, soit 139 de plomb pour 1 d'argent aurifère ; rapport notablement moindre que celui adopté à Fernesy, pour des minerais, il est vrai, un peu différents, moins riches en argent, mais plus aurifères :

PRODUITS.

			Cuivre.	Arg. aurif.	Or.
	q. m.	q. m.	q. m.	k.	k.
Plomb d'œuvre...	»	101,36	»	37,73	1,3475
Matte...........	505,12	29,12	4,48	45,08	0,2625
Crasses	69,44	1,12	»	6,93	0,2625
		131,60	4,48	89,74	1,8725

D'après ces nombres, la perte a été :

Sur le plomb 10^{qm},64, soit 7,45 p. 100 ;

Sur l'argent 12^{k},41, soit 12,15 p. 100.

Le plomb d'œuvre a été produit dans le rapport de 77 p. 100 du plomb pauvre ajouté ; il a pris 38 p. 100 de l'argent et 66 p. 100 de l'or contenus dans les minerais et crasses. La richesse de ce plomb d'œuvre est pour 1,000 kilogrammes argent aurifère 3^{k},770.

La matte a retenue 45 p. 100 de l'argent et 20 p. 100 de l'or ; elle a été produite dans la proportion de 24,35 p. 100 des minerais et crasses. Elle tient, pour 1,000 kilogrammes :

	kil.
Plomb.................	57,50
Cuivre................	8,80
Argent aurifère.........	0,890
Or....................	0,0054

Elle est plus riche en argent et moins riche en or que les minerais.

Les frais principaux rapportés à 1,000 kilogrammes de minerais ont été :

		fr.
Main-d'œuvre.	3j,77........... ..	3,00
Charbon......	655 kil. à 1f,41.....	9,235
Calcaire......	180 kil. à 0,40.....	0,720
	Total..........	12,955

Ces frais sont un peu plus élevés qu'à l'usine de Fernesy, en raison du haut prix du charbon.

Exemple de la même fonte au demi-haut-fourneau.

En une campagne de dix jours et demi, on a fondu :

		Plomb.	Argent aurif.	Or.
	q. m.	q. m.	k.	k.
Schlichs pyriteux....	258,16	»	17,01	0,0875
Minerais d'argent....	51,52	»	3,0625	»
Crasses grillées......	19,60	1,764	0,8575	0,0175
	329,28	1,764	20,9300	0,1050
	Soit pour 1,000 kil.		0,636	0,0031

On a donc traité des matières plus riches en argent et bien plus pauvres en or que celles passées dans le haut-fourneau.

On a fondu par vingt-quatre heures 31qm,43.

On a dû ajouter comme fondant 12 p. 100 de calcaire et employer pour désargentifier la matte :

Plomb pauvre 25qm,52, tenant 0k,2625 d'argent aurifère.

D'après cela, on a mis en présence :

Plomb 25qm,284 argent aurifère 21k,1925, soit 119 de plomb pour 1 d'argent aurifère. Rapport encore moins fort que dans l'exemple précédent.

Produits. — On a obtenu :

			Cuivre.	Argent aurif.	Or.
	q. m.	q. m.	q. m.	k.	k.
Plomb d'œuvre.	»	23,97	»	9,625	0,0875
Matte.........	54,88	3,85	0,614	7,595	0,0262
Crasses........	25,76	0,26	0,614	0,1925	»
		28,08	1,228	17,4125	0,1137

D'après ces nombres, la perte a été :

Sur l'argent 3k,78, soit 17 pour 100.

Le plomb d'œuvre obtenu dans la proportion de 97 p. 100 du plomb contenu dans les matières mises en traitement ; il a pris 45 p. 100 de l'argent et 83 p. 100 de l'or. Sa richesse est : argent aurifère 4 kilogrammes pour 1,000 kilogrammes.

La matte produite dans la proportion de 16 p. 100 des minerais et crasses, a retenu 35,80 de l'argent et plus de 20 p. 100 de l'or. Elle contient, pour 1,000 kil.

	kil.
Plomb............	70,00
Cuivre............	11,16
Argent...........	1,382
Or...............	0,0047

Elle est donc bien plus riche en argent et en or que les minerais fondus.
Frais principaux pour 1,000 kil. de minerais et crasses :

		fr.
Main-d'œuvre.......	4j,60...........	3,64
Charbon...........	740 kil. à 1f,41..	10,434
Calcaire...........	120 kil. à 0,40...	0,480
Total........................		14,554

Les exemples qui précèdent se rapportent à l'année 1844. Depuis longtemps on a supprimé les demi-hauts-fourneaux pour la fonte des minerais pauvres, et on emploie exclusivement le haut-fourneau. Nous avons cité des exemples de traitement dans les deux appareils, afin de faire ressortir l'avantage économique du haut-fourneau.

Fonte des minerais riches (*Reichverbleiüng*) *au demi-haut-fourneau.* — On a fondu, en quatre-vingt-trois journées de vingt-quatre heures :

	q. m.	Plomb. q. m.	Cuivre. q. m.	Argent aurif. k.	Or. k.
Schlich plombeux grillé.........	750,40	239,68	»	26,1450	2,275
Minerais de plomb grillés........	292,88	148,96	»	17,1675	0,3675
Schlich pyriteux grillé.........	81,76	»	»	4,7775	0,4025
Minerais d'argent.	435,68	»	»	117,5650	»
Matte grillée à 3 feux.	381,92	19,04	1,68	50,6450	»
Crasses grillées...	1,620,08	5,60	»	5,8100	»
— de ressuage...	109,76	31,92	24,36	10,3600	»
Sole.............	314,16	151,20	»	4,7600	»
	3,986,64	596,40	26,04	237,2300	3,0430
Soit pour 1,000 kil.		174k,60	6k,52	0,594	0,0076

Mais pour avoir une évaluation exacte de la richesse des minerais et matières, il faut les grouper de la manière suivante :

	q. m.	Plomb. q. m.	Cuivre. q. m.	Argent aurif. k.	Or. k.
Minerais et matières plombeuses......	1,357,44	539,84	»	48,0725	2,6425
Pour 1,000 kil....... ...		397k,00	»	0k,353	0,020
— d'argent et pyrites	516,44	»	»	122,3425	0,4025
Pour 1,000 kil...........		»	»	2k,371	0,0078
Mattes.............	2,111,96	56,56	26,04	66,815	»
Pour 1,000 kil.		26k,70	12k,33	0,316	»

En groupant ainsi les matières du lit de fusion riche, on voit que 1° l'or se trouve principalement dans les minerais de plomb ; 2° que les pyrites riches en or sont en bien moins forte proportion qu'à l'usine de Fernesy, et que la fonte riche s'applique spécialement aux minerais riches en argent; 3° que les mattes données par la fonte pauvre peuvent être toutes passées dans la fonte riche, et c'est ce qui est fait généralement à l'usine de Kapnik; on n'a que bien rarement occasion de traiter spécialement ces mattes.

On a passé par jour (24 heures) 48^{qm},04 de lit de fusion.

On n'a pas eu besoin d'ajouter le fondant calcaire; mais pour faciliter la séparation du plomb métallique et mieux appauvrir les mattes, on a mis dans le lit de fusion, grenailles de fonte et ferrailles, 160 q. m.

Rapport du plomb à l'argent aurifère : 212,80 de plomb pour 1 d'argent et d'or.

Produits. — On a obtenu :

		Plomb.	Cuivre.	Argent aurif.	Or.
	q. m.	q. m.	q. m.	k.	k.
Plomb d'œuvre..	505,00	505,00	»	196,8925	3,0625
Matte..........	402,08	51,80	32,166	52,36	0,0350
Crasses........	120,96	19,04	0,907	7,5425	0,0175
	1,028,04	575,84	33,073	256,7950	3,1150

Le plomb d'œuvre contient : 84,70 p. 100 du plomb, 76,60 p. 100 de l'argent, et 98,45 p. 100 de l'or.

Il tient pour 1,000 kilogrammes : argent, 3^{k},901 ; — or, 0^{k},0606.

La matte a réuni : 8,70 p. 100 du plomb, et 20,40 p. 100 de l'argent.

Elle tient pour 1,000 kilogrammes :

	kil.
Plomb................	129,30
Cuivre...............	80,00
Argent...............	1,302
Or...................	0,0008

Elle a été produite dans la proportion de 13,20 p. 100 des minerais et matières fondus.

Les scories sont très-pauvres en or; elles sont au contraire assez riches en plomb : leur teneur n'était pas indiquée sur les registres.

Frais. — La fonte de 1,000 k. de minerais, mattes, crasses, etc., a exigé les frais principaux suivants :

	kil.		fr.	fr.
Charbon.............	380,00	à	1,41	 5,358
Fonte et ferraille......	40,20	à	11,20	 4,502
Main-d'œuvre..........	3j,02			 2,39
			Total.........	12,250

Traitement des mattes. — A Kapnik, les mattes de la fonte pauvre sont ordinairement assez riches en argent et en or pour passer dans la fonte riche, après grillage à deux ou trois feux ; au contraire, celles de la fonte riche sont riches en argent, mais à peine aurifères; en outre elles sont déjà d'une teneur en cuivre assez élevée : aussi convient-il de la soumettre à une fonte spéciale, fonte de concentration, après grillage, et avec addition de plomb pauvre dans le creuset du demi-haut-fourneau.

Exemple. — On a fondu, après grillage à trois feux, campagne de dix-sept jours et demi :

		Plomb.	Cuivre.	Argent aurif.	Or.
	q. m.	q. m.	q. m.	k.	k.
Mattes..................	377,44	60,48	28,56	59,08	0,0350
Minerais d'argent.........	105,28	»	»	13,16	»
Schlich pyriteux grillé.....	51,52	»	»	4,76	»
	534,24	60,48	28,56	77,00	0,0350
Soit pour 1,000 kil.........		113k,30	53k,48	1,442	traces.

On a dû ajouter, pour la désargentification de la matte produite :

		argent aurif.	or.
Plomb pauvre.......	122qm,08	8k,2425	0k,0175

On a pu fondre en vingt-quatre heures : 30qm,53.

Produits. — On a obtenu :

		Plomb.	Cuivre.	Argent aurif.	Or.
	q. m.	q. m.	q. m.	k.	k.
Plomb d'œuvre..	154,29	»	»	50,5925	0,0350
Matte...........	261,52	26,152	30,44	30,7125	»
Crasses..........	71,68	5,107	»	2,9050	»
	487,49	185,549	30,44	84,2100	0,0350

Ces nombres indiquent encore une augmentation sur le plomb, phénomène général sur les registres de l'usine de Kapnik, et qui prouve avec combien d'inexactitude les essais sont faits : il en résulte malheureusement qu'on ne peut rien tirer des registres pour l'évaluation approchée des pertes en métaux dans les opérations différentes du traitement métallurgique. On peut en tirer tout au plus les proportions de plomb d'œuvre et de matte, et les richesses approximatives de ces produits.

On a obtenu, dans le plomb d'œuvre : 83 p. 100 du plomb et 60 p. 100 de l'argent; et dans la matte : 14 p. 100 du plomb et 36 p. 100 de l'argent.

La matte a été produite dans le rapport de 48 p. 100 des mattes et minerais mis en opération. Cette forte proportion de matte obtenue était rendue nécessaire par la richesse en cuivre du lit de fusion.

Richesse du plomb d'œuvre et de la matte pour 1,000 kil. :

	Plomb d'œuvre. k.	Matte. k.
Plomb...........	»	100,00
Cuivre.........	»	116,60
Argent...........	3,279	1,177

Le résultat de cette fonte, dans laquelle on a employé 214 de plomb pour 1 d'argent, a été de donner un plomb d'œuvre riche en argent et une matte, riche en même temps en argent et en cuivre, bonne par conséquent à passer au traitement des mattes cuivreuses argentifères, à la *Kupfer anflösüng*.

Frais. — Les frais principaux de la fonte de 1,000 k. de mattes et minerais ont été :

	fr.
Main-d'œuvre, 4j,75...........	3,765
Charbon, 385 kil. à 1f,41.......	5,428
Total...........	9,193

Kupfer anflösung. — *Traitement des mattes cuivreuses argentifères.* — Les mattes sont grillées à deux feux, mélangées avec les litharges provenant de la coupellation des plombs cuivreux, et fondues au demi-haut-fourneau ; on fait agir en outre du plomb pauvre, ajouté par l'œil dans le creuset.

On a fondu, en une campagne de douze jours :

	q. m.	Plomb. q. m.	Cuivre. q. m.	Argent. k.
Mattes grillées...........	341,04	47,17	49,48	43,3825
Cuivre noir..............	6,025	»	5,303	0,9115
Litharges................	40,32	28,00	0,410	0,3212
	387,385	75,17	55,193	44,6152

On a fait agir dans le creuset :

Plomb pauvre..................	90,72	»	8,0790

Les mattes soumises à l'opération contenaient, pour 1,000 k. :

	kil.
Plomb.....................	136,00
Cuivre.....................	145,00
Argent.....................	1,272

Rapport du plomb à l'argent; dans le lit de fusion : plomb, 168; argent, 1.

En tenant compte des métaux contenus dans le plomb pauvre :

Plomb, 314, pour 1 d'argent.

On a pu fondre en vingt-quatre heures 32qm,30 du lit de fusion [1]. Le plomb d'œuvre produit par la fonte contenait du cuivre, en proportion assez notable.

1. On a facilité la fusion en ajoutant 62 q. m. de scories cuivreuses, et la réduction du plomb et de l'argent par l'addition de 2qm,25 de ferraille.

On a soumis ce plomb à la liquation (*Saigern*), qui donne du plomb assez pur pour être coupellé et des crasses cuivreuses, nommées *Saiger krätze*.

Produits. — On a obtenu de la fonte précédemment indiquée :

		Plomb.	Cuivre.	Argent.
	q. m.	q. m.	q. m.	k.
Plomb d'œuvre.......	146,72	»	»	22,3125
Matte................	179,20	28,56	55,84	16,070
Crasses.............	12,88	0,2576	»	0,4025
Saiger krätze........	67,20	0,336	0,202	12,60
	350,00	175,8736	56,042	51,3850

Les seules considérations importantes à déduire de ces nombres sont les richesses du plomb et de la matte.

Le plomb tient, pour 1,000 k. : argent, 1k,515, et la matte :

	kil.
Plomb......................	160,00
Cuivre......................	312,00
Argent......................	0,893

Cette matte a été traitée par la fonte dite *Kupfer anflösüng lech schmelzen*.

Frais. — Les frais ont été, pour 1,000 k. :

Main-d'œuvre, 4j,53..........	3,588
Charbon, 340 kil. à 1f,41......	4,794
Ferraille, 58 kil. à 11,20.......	6,496
Total..........	14,878

Nous ne citons pas d'exemple du traitement des mattes de la *Kupfer anflösüng*, parce que les résultats sont tout à fait les mêmes à Kapnik qu'à Fernesy.

Schlachen schmelzen. — *Fonte des scories*. Les scories riches en plomb et argent sont fondues avec addition de pyrites de fer, grillées en tas, et dans un haut-fourneau.

On a fondu, dans une campagne de huit jours :

Scories riches : 560 q. m. Richesse non indiquée : pyrites grillées, 67qm,20, tenant argent : 1k,96 et trace d'or.

On a passé en vingt-quatre heures, 78qm,40 du lit de fusion. On a obtenu :

		Plomb.	Argent.
	q. m.	q. m.	k.
Plomb d'œuvre....	2,016	»	0,49
Matte.............	48,16	4,816	3,36

Produits. — On a donc retiré des scories :

Plomb......... 6qm,832, soit 12,20 kil. pour 100 de scories.
Argent......... 3k,85 — 0k,07 —

Le plomb d'œuvre tient, pour 1,000 k., 2k,425 d'argent.

Frais. — Les frais principaux de la fonte des scories ont été, pour 1,000 k. :

	fr.
Main-d'œuvre, 2f,50...........	1,92
Charbon, 150 kil. à 1f,41.......	2,115
Total.................	4,035

tandis que la valeur des métaux retirés des scories a été de 15f,90.

Coupellation. — La coupellation du plomb d'œuvre se fait dans les mêmes conditions qu'à l'usine de Fernesy : dans une opération, on passe de 123 à 124 q. m. de plomb d'œuvre. Nous citerons un seul exemple.

On a coupellé :

	q. m.	Argent aurif.	Or.
Plomb d'œuvre...........	725,72	228,413	4,970
Soit pour 1,000 kil.		3,344	0,0675

On a obtenu :

	q. m.	Plomb. q. m.	Argent. k.	Or. k.
Plomb d'œuvre.........	394,90	»	9,2950	0,1575
Abstrichs.............	224,00	119,84	4,3750	1,4520
Sole..................	182,00	80,038	1,4175	»
Litharge..............	135,16	90,45	1,0500	»
Argent en gâteaux......	»	»	222,2850	4,6375
Métaux obtenus..........		685,228	238,4225	6,2470

Si ces nombres sont exacts, ils indiquent une augmentation notable pour l'argent et surtout pour l'or. La perte en plomb est de 40qm,492, soit 5,65 pour 100.

On a obtenu en gâteaux 92,50 pour 100 de l'argent contenu dans le plomb d'œuvre : les litharges ont été fort riches; elles tenaient 8 grammes aux 100 k.

Frais. — Les frais de coupellation s'élèvent à 13f,25 par 1,000 k.; le détail est à peu près le même que pour l'usine de Fernesy [1].

L'usine de Kapnik occupe cinquante ouvriers et produit :

Argent...........	1,450 à 1,500 kil.
Or,..............	32 à 34

soit une valeur de 425,000 fr. à 440,000 fr.

1. Nous devons ajouter que les ouvriers spéciaux sont payés d'après la quantité de plomb, abstrichs et litharges retirés à la coupellation. Ils reçoivent par 1,000 kil. de :

	fr.
Plomb pauvre...................	4,470
Abstrichs......................	3,723
Litharges......................	3,723

Ce mode de payement ne paraît pas avoir pour but d'exciter les ouvriers à coupeller avec soin.

Quant au plomb, il est presque complétement employé dans le traitement métallurgique, et la valeur de ce métal contenu dans les minerais entrés à l'usine doit être portée en augmentation des frais.

CONSIDÉRATIONS GÉNÉRALES. — Nous allons maintenant exposer les consommations et dépenses faites à l'usine de Fernesy, pendant le quatrième trimestre de 1847; nous en déduirons les frais de traitement de 1,000 k. de minerais d'or et d'argent, par la méthode de Nagybánya; nous reviendrons plus loin sur ces nombres, pour faire la comparaison de cette méthode avec celle adoptée maintenant dans la basse Hongrie.

On a traité 37,187qm,36 de minerais, matte, etc., divisés ainsi qu'il suit :

1° Minerais d'argent et d'or, 11,884qm,94, contenant :

	kil.		kil.
Argent...........	636,5535,	soit pour 1,000 kil.	0,536
Or...............	17,3890	—	0,015

2° Minerais de plomb, 2,951qm,99, contenant :

	q. m.		k.
Plomb...........	876,83,	soit pour 1,000 kil.	297,00
Argent...........	191,074	—	0,647
Or...............	6,352	—	0,025 [1]

Soit, pour la somme des minerais traités, 14,836qm,93, contenant :

	q. m.		k.
Plomb...........	876,83		»
Argent...........	827,6275,	soit pour 1,000 kil.	0,558
Or...............	23,741	—	0,0162

3° Produits des opérations précédentes, 22,350qm,43, contenant une certaine quantité de plomb, cuivre, argent et or.

Comme les produits laissés pour 1848 ont été presque équivalents, en quantité et en richesse, à ceux provenant du précédent trimestre, les frais et consommations du trimestre considéré peuvent être pris approximativement comme se rapportant au traitement complet de 14,836qm,93 de minerais.

On a consommé et dépensé :

	m. c.	fr.	fr.
Charbon de bois....	5,446,59	à 2,00 le m. c..........	10,893,18
Bois.............	2,648,15	à 1,41 le m. c..........	3,733,89
Marne, calcaire et matériaux		....	4,677,92
Main-d'œuvre	9,553j	....	7,652,83
Transports divers		....	1,054,42
Direction, surveillance, frais généraux et divers		....	8,414,35
		Total.............	36,428,59

1. Il résulte de ces nombres qu'on ne peut pas considérer les minerais de plomb comme servant seulement à l'extraction de l'or et de l'argent; ils sont eux-mêmes des minerais plus riches que la moyenne des minerais non plombeux.

A ces nombres il faut ajouter la valeur du plomb contenu dans les minerais et perdu : en comptant le plomb à 37f,50 le quintal métrique, cette valeur est 32,850 fr., ce qui porte la dépense totale à 69,276f,59, soit par tonne métrique de minerais 46f,692, tandis que la valeur des métaux précieux contenus est de 175f,4?.

Le détail des frais de traitement, rapportés à 1,000 k. de minerais, déduit des nombres qui précèdent, est le suivant :

	m. c.	fr.
Charbon de bois.	3,67.........	7,341
Bois............	1,783........	2,273
Matériaux divers...............		3,152
Main-d'œuvre,	6j,648............	5,157
Direction, surveillance, divers...		6,644
		24,567
Valeur de 59 kil. de plomb.		22,125
Total...........		46,692

A l'usine de Kapnik les minerais sont un peu moins riches, plus difficiles à fondre, le combustible est plus cher, et par suite les frais de traitement sont un peu plus élevés.

Ils s'élèvent à 48f,37 pour 1,000 k. de minerais, en tenant compte de la valeur du plomb perdu. Nous ne pensons pas devoir donner pour cette usine le détail des frais de traitement.

Autres usines. — Les autres usines du district de Nagybánya, Laposbánya, Olahlaposbánya, Strumbuli, suivent à peu près la même méthode : on n'a pas besoin de faire l'opération dite *Reichverbleiüng*, parce que les minerais sont moins riches en métaux précieux, et contiennent une plus forte proportion de cuivre. La description du procédé ainsi modifié allongerait inutilement notre Mémoire. Nous nous bornerons à donner la production annuelle totale de ces usines.

Elles ont produit, dans l'année 1847 :

Argent.......	1,067k,92
Tenant or fin..	57 ,96

La production totale du district a été, dans la même année, de :

Argent.......	6,765k,36
Or...........	284 ,48

dont la valeur est de 2,394,975 francs.

Traitement des mattes cuivreuses.

Toutes les usines du district de Nagybánya qui traitent des minerais argentifères et aurifères obtiennent, comme dernier produit, des mattes riches en

cuivre. La proportion d'argent qu'elles tiennent encore est trop faible pour qu'on puisse retirer avantageusement ce métal; il ne reste plus qu'à en extraire le cuivre.

Usine de Felsöbanya. — Les mattes cuivreuses sont envoyées à l'usine de Felsöbánya, située entre Nagybánya et Kapnik.

L'usine comprend :

Des aires et un hangar de grillage,

Un fourneau à manche (*krümofen*),

Un four d'affinage (*spleissofen*),

Un petit foyer pour rosettes (*gaarheerd*),

Un martinet à cuivre (*kupfer hammer*).

Matières premières. — Les mines du district ne produisent pas de minerais de cuivre non argentifères, aussi ne traite-t-on à Felsöbánya que des mattes désargentifiées; elles tiennent de 35 à 40 p. 100, rarement jusqu'à 55 p. 100 de cuivre, et une petite quantité d'argent de 25 à 30 grammes aux 100 kilogrammes.

Elles renferment, en outre, en proportion variable, du plomb, du fer, du soufre, de l'arsenic et de l'antimoine.

Le mode de traitement pour cuivre est très-simple.

Méthode de traitement. — Les mattes sont d'abord grillées en grands tas à dix feux; elles sont ensuite fondues au fourneau à manche : la fonte donne du cuivre noir et une nouvelle matte, qui est grillée et fondue ensuite avec les premières. Le cuivre noir est affiné au spleissofen; l'opération produit des rosettes et des crasses (*spleissabzüge*). Les rosettes sont en partie livrées au commerce, en partie soumises au raffinage au petit foyer; le cuivre est coulé en lingots et martelé; les crasses sont traitées pour cuivre par la même méthode, mais séparément, parce que le cuivre qu'elles produisent est toujours de qualité inférieure.

Nous ne donnerons que peu de détails sur ces opérations, qui ne présentent aucune particularité.

Grillage. — Chaque tas de grillage contient 280 q. m. de mattes concassées, stratifiées avec du bois fendu; le feu est conduit rapidement et ne dure pas plus de quinze jours. Quand les mattes sont refroidies, on refait le tas à côté avec une proportion de bois un peu plus forte, sans séparer les morceaux qui paraissent bien grillés, et ainsi de suite, en sorte que tous les morceaux sont soumis aux dix feux successifs.

On consomme, pour les dix feux et pour 1,000 kilogrammes de matte, 4^{mc},254 de bois et 0^{mc},280 de charbon.

Le bois coûte 2^{f},632 le mètre cube, et le charbon 3^{f},295 le mètre cube.

La main-d'œuvre des grillages est donnée à l'entreprise; on paye, pour 1,000 kilogrammes de mattes :

Pour le premier feu...........	0f,558
Et pour chacun des feux suivants.	0f,372

D'après ces nombres, les frais de grillage, rapportés à 1,000 kilogrammes de mattes, sont :

	m. c.	fr.
Bois.....	4,254......	11,196
Charbon.	0,280......	0,923
Main-d'œuvre........		3,906
Total.........		16,025

Fonte pour cuivre noir. — La fonte des mattes grillées est faite dans un fourneau à manche, haut d'environ 2 mètres, dans lequel l'air est lancé par une seule tuyère ; les campagnes durent de 12 à 15 jours.

Le lit de fusion se compose de :

Matte grillée...........	90 q. m.
Scories du petit foyer...	10

En bonne allure, on peut fondre en vingt-quatre heures 30 à 35 q. m. de lit de fusion, en consommant 2mc,75 de charbon pour 1,000 kilogrammes de matte.

La conduite du fourneau exige sept ouvriers : fondeurs, aides et manœuvres divisés en deux postes.

Nous citerons comme exemple la fonte du quatrième trimestre de 1850.

On a fondu en une seule campagne de 18 1/2 postes :

Mattes grillées.... 268qm,80, tenant cuivre 112 q. m.

On a obtenu :

Matte.....	18qm,42, soit	6,88 p. 100,	tenant cuivre	11qm,76
Cuivre noir.	119qm,84, —	44,60	—	97qm,83
			Cuivre total obtenu...........	109qm,59

Ce qui porte la perte en cuivre à 2qm,41, ou à 2,15 p. 100 en cuivre contenu dans les mattes.

La main-d'œuvre employée a été la suivante :

	fr.
Fondeurs, 18 postes 1/2............	18,50
Aides, 37......................	26,27
Manœuvres, 24....................	15,02
Préparation de la brasque...........	1,51
Total............	61,30

On a consommé :

Charbon de bois, $73^{mc},53$..... $262^{f},05$

Soit pour 1,000 kilogrammes de mattes :

	fr.
Main-d'œuvre, 3 jours....	2,279
Charbon, $2^{mc},733$........	9,740
Frais spéciaux	12,019

Produits. — Les produits sont :

1° Matte, nommée *oberlech*, tenant 60 à 65 p. 100 de cuivre.

La nouvelle matte est grillée à neuf feux, et réunie ensuite à la première pour la fonte dont nous venons de parler.

2° Cuivre noir, tenant de 80 à 85 p. 100 de cuivre, dans la proportion de 40 à 50 p. 100 de la matte.

3° Scories pauvres. En bonne allure, les scories ne contiennent pas plus de 1/4 p. 100 de cuivre, et peuvent être jetées.

Le four d'affinage, spleissofen, est un réverbère sans cheminée, dans lequel l'air nécessaire à l'oxydation est lancé par deux tuyères. Sa disposition et ses dimensions sont bien connues.

Affinage au spleissofen. — Les deux tuyères sont placées aux extrémités du grand axe ; elles sont d'abord inclinées de 2 degrés ; on augmente leur inclinaison jusqu'à 5 degrés à mesure que la sole devient plus creuse. A l'autre extrémité du grand axe se trouve la porte de chargement, de travail et de sortie des crasses. En face de la chauffe sont les deux ouvertures de coulée, devant lesquelles sont disposés les trois bassins en brasque.

La sole faite en argile bien battue, recouverte d'une couche de sable quartzeux, peut durer une semaine entière et sert ordinairement pour dix opérations successives, dans lesquelles on affine $104^{qm},72$ de cuivre noir [1].

Personnel. — La conduite des fours exige six ouvriers :

Un maître affineur, spleisser, payé par poste....	$1^{f},84$
Deux aides....................................	$1^{f},59$
Trois chauffeurs..............................	$1^{f},17$

Ces ouvriers n'ont besoin d'être réunis que pour les coulées.

Opération. — Le cuivre noir est chargé directement sur la sole et sans aucune précaution quand le four est déjà bien chaud : pour la première

1. Les charges de cuivre noir ne sont pas égales et n'exigent pas le même temps pour l'affinage. La première charge, introduite après réparation de la sole dans le four froid, est seulement de $7^{qm},28$ et reste 48 heures dans le four, parce qu'il faut élever lentement la température pour ne pas fissurer la sole ; les charges suivantes sont de $8^{qm},96$, $10^{qm},08$, $11^{qm},20$, et restent à ce dernier point jusqu'à la mise hors. Quand le four est bien chaud, il faut 12 heures pour une opération.

opération, il faut recouvrir la sole d'une couche de paille pour empêcher qu'elle ne soit endommagée, et sa surface rendue irrégulière par le choc du cuivre noir.

L'opération peut être ensuite divisée en périodes : 1° fusion et oxydation; 2° affinage; 3° coulée en rosettes.

La fusion doit être conduite avec d'autant plus de lenteur que le cuivre est plus impur; l'oxydation n'est produite que par l'air entré par la grille; quand le cuivre est fondu, on met les tuyères en activité, et l'oxydation se fait avec rapidité. Le vent est lancé alternativement par l'une et par l'autre tuyère, de manière à produire un mouvement gyratoire à la surface du métal en fusion. Les crasses scoriacées se produisent d'abord en grande quantité, ensuite plus lentement, et sont enlevées par l'ouvrier à mesure qu'elles se présentent devant la porte.

La période d'oxydation est terminée quand les crasses, imparfaitement fondues, cessent de se produire, et quand la surface du métal devient bien nette.

La fusion et l'oxydation durent de cinq à sept heures, suivant l'impureté du cuivre noir.

L'affinage est la partie importante de l'opération, et doit être dirigé par le maître affineur, qui juge de l'état du cuivre à l'apparence que présente la surface du métal en fusion, et par de nombreux essais.

Dès que le cuivre est arrivé au point convenable, le maître affineur fait ouvrir les deux trous de coulée, et le métal passe rapidement dans les trois bassins, préalablement bien desséchés et chauffés. Le moment de la coulée varie avec l'impureté des cuivres noirs. Avec les cuivres ordinaires, on peut se contenter d'atteindre le moment où l'oxydule de cuivre commence à se former; avec les cuivres arsenicaux, il faut attendre qu'une notable quantité d'oxydule se soit produite; on arrête alors le vent, on jette à la surface du cuivre une certaine quantité de charbon de bois, dont on laisse l'action se prolonger jusqu'au moment où les prises d'essais indiquent la disparition totale de l'oxydule de cuivre. On enlève le charbon resté encore non brûlé, on donne le vent et on recommence l'affinage; on répète ces deux opérations, production et réduction de l'oxydule de cuivre, un nombre de fois d'autant plus grand que le cuivre est plus chargé d'arsenic et d'antimoine.

Lorsque tout le cuivre a passé dans les bassins, on refroidit avec de l'eau, on enlève les rondelles produites et on les plonge dans une cuve pleine d'eau.

Les rondelles ou rosettes ont à la surface une couleur rouge violacée, qui dépend de bien des circonstances, de la pureté du cuivre, du moment saisi

pour la coulée, du mode de refroidissement par l'eau, etc. On peut, en disposant convenablement la coulée et l'enlèvement des rosettes, masquer en partie la présence d'une proportion notable d'arsenic, mais un œil exercé ne peut jamais se tromper à des taches jaunâtres spéciales qui trahissent la présence de l'arsenic.

L'affinage, la coulée et l'enlèvement des rosettes durent au moins trois heures et souvent quatre.

Après l'enlèvement de la dernière rosette, on procède à la réparation de la sole du four, à l'introduction d'une nouvelle charge, à la mise en état des bassins de coulée, etc.

Produits. — L'opération entière donne ordinairement :

70 à 80 p. 100 de cuivre en rosettes ; 26 à 27 p. 100 de crasses et scories (spleiss abzüge), tenant au moins 20 p. 100 de cuivre et 15 p. 100 de plomb, mais aussi renfermant beaucoup d'arsenic et d'antimoine.

Frais. — Nous donnerons le détail des opérations faites à l'usine de Felsöbánya pendant le quatrième trimestre de 1850.

En une campagne on a soumis à l'affinage :

Cuivre noir 112 q. m. tenant en cuivre pur, d'après les essais, 91qm,28 soit 81,5 p. 100.

On a obtenu :

Cuivre en rosettes...........	81qm,75,	soit 73 p. 100
Crasses et scories............	38qm,48,	— 34 —
Les crasses et scories contiennent en cuivre..	7qm,28	

La perte en cuivre dans l'affinage est, d'après ces nombres de 2qm,25 soit 2 1/2 p. 100 du cuivre pur contenu dans le cuivre noir.

La main-d'œuvre pour les onze opérations faites dans la campagne, a été :

			fr.	fr.
Maître affineur,	11	postes à	1,84..........	20,24
Aides.........	22	—	1,59..........	34,98
Chauffeurs.....	33	—	1,17..........	38,61
Nettoyeur.....	11	—	0,42..........	4,62
Ameneur de bois à........			0,417..........	7,50
Battage d'une sole à.......			1,34..........	1,34
Confection de 4 creusets à.			0,292..........	1,168
Préparation de la brasque et de l'argile....				3,00
Au moins 75 postes d'ouvriers.......				111,458

Soit pour 1,000 kil. de cuivre noir : main-d'œuvre, 9f,951. La consommation de combustible a été :

	m. c.	fr.
Bois pour la grille................	122,508....	322,446
Charbon de bois pour l'affinage.....	4,716....	15,539
Total..............		337,985

soit pour 1,000 kil. de cuivre noir :

Combustible, 11^{mc},358.......... 30^{f},295

Il faudrait encore ajouter la valeur de l'argile et de la brasque, employées pour la sole et pour les bassins ; elle ne dépasse pas 6 francs pour la campagne entière ou 0^{f},53 pour 1,000 kilogrammes de cuivre noir.

Le résumé des frais d'affinage peut donc s'établir.

	fr.
Main-d'œuvre, 6^{j},696...........................	9,951
Combustibles, 11^{mc},358............................	30,295
Matériaux.......................................	0,530
Frais d'affinage rapportés à 1,000 kil. de cuivre noir..	40,776

Traitement des crasses. — Les crasses d'affinage sont fondues au fourneau à manche, à la fin des campagnes, mélangées avec une forte proportion, 35 à 45 p. 100, de pyrites non aurifères, non grillées. La fonte est conduite aussi rapidement que possible, on passe en 24 heures 22 à 25 q. m. de lit de fusion, en consommant : 2^{mc},456 de charbon pour 1,000 kilogrammes de crasses.

Produits. — Le traitement des crasses donne les produits suivants : 1° du plomb un peu argentifère. On n'obtient qu'une très-faible proportion du plomb contenu dans les crasses, 35 à 40 p. 100. Comme il ne peut pas être utilisé à Felsöbánya, on l'expédie à l'usine de Fernesy, après l'avoir purifié par liquation (*Saigern*). 2° Une matte contenant 35 à 45 p. 100 de cuivre, une certaine proportion de plomb, de l'arsenic et de l'antimoine. La matte est grillée en grands tas, à dix ou douze feux, puis fondue au fourneau à manche, comme les mattes primitives. La séparation des deux qualités résulte de ce que la proportion d'arsenic et d'antimoine est beaucoup plus forte dans celles qui proviennent des crasses. 3° Des scories, ordinairement très-pauvres en cuivre, et qui peuvent être jetées.

Exemple d'un traitement des crasses. — On a fondu en 16 postes de 12 heures :

	q. m.		q. m.
Crasses d'affinage.......	199,64,	tenant cuivre....	52,08
Pyrites de fer	119,84		
	319,48		

En 24 heures on a fondu 39^{qm},94 de lit de fusion, ou seulement 24^{qm},95 de crasses.

On a obtenu :

	q. m.		q. m.
Matte.....	121,52, tenant cuivre....		49,85 (41 p. 100.)
Plomb....	30,24	—	1,23

Le plomb a été soumis à la liquation pour le purifier du cuivre contenu. L'opération a donné :

	q. m.
Crasses...........	3,92, tenant tout le cuivre.
Plomb purifié......	26,88

La dépense en main-d'œuvre s'est élevée à 59f,75

			fr.	fr.
Fondeurs.........	16 postes à		1,00......	16,00
Aides	32	—	0,688.....	22,016
Manœuvres.......	30	—	0,64......	19,20
Confection de la brasque................				2,534
Main-d'œuvre..............				59,750
Soit pour 1,000 kil. de crasses.......				2,9875

On a consommé :

	m. c.	fr.
Charbon de bois pour la fonte......	64,45.....	212,36
— pour la liquation...	0,59.....	1,95
	65,04.....	214,31
Soit pour 1,000 kil de crasses..	3,25.....	10,716

Le traitement de 1,000 kil. de crasses coûte donc 13f,7035

	fr.
Main-d'œuvre, 3j,90.......	2,9875
Combustibles, 3mc,25	10,716
	13,7035

Soit au moins 14 fr. en tenant compte des réparations des outils et du fourneau.

Traitement des rosettes. — Le raffinage du cuivre obtenu en rosettes est fait dans un petit foyer, par charges de 300 kilogrammes. Chaque opération dure trois heures au plus ; on en fait très-facilement quatre en douze heures.

Le cuivre raffiné est puisé à la cuiller et coulé en lingots dans des moules en fonte : les lingots sont ensuite vendus ou travaillés au martinet.

Le déchet au raffinage est très-faible, il s'élève à 3 p. 100 au plus ; ce n'est pas une perte, car le cuivre passé dans les scories en est retiré au fourneau à manche.

Frais. — Les frais de raffinage, pour 1,000 kilogrammes de rosettes, sont :

		fr.
Main-d'œuvre..	2j,25.....	3,25
Charbons......	4k,25.....	13,97
	Soit.........	17,22

Résumé du travail. — Nous terminerons par le résumé des frais et consommations pendant tout un trimestre (1850).

On a traité : 268^{qm},80 de matte tenant cuivre 112 q. m.

On a obtenu :

Cuivre en rosettes, non raffiné 81^{qm},75.

Le reste du cuivre a été obtenu dans de nouvelles crasses, qui ont été traitées ultérieurement ; la perte réelle en cuivre ne dépasse pas 6 p. 100.

Frais spéciaux :

		fr.
Main-d'œuvre.........	512 postes......	467,58
Bois.................	401^{mc},554.......	1,056,89
Charbon de bois.......	172 ,527.......	568,476
Pyrite de fer..........	119 ,84........	»
Matériaux divers.......................		472,50
Frais généraux et de direction..........		1,517,50
Transports............................		132,50
	Total............	4,215,446

soit pour 1,000 kilogrammes 156^{f},825 ; chiffre assez élevé, en présence du bas prix de la main-d'œuvre et des combustibles.

L'usine traite annuellement 1,100 q. m. de mattes, et produit 450 à 460 q. m. de cuivre, en partie en rosettes ou en lingots, en partie travaillé en barres.

CHAPITRE TROISIÈME.

TRAITEMENT MÉTALLURGIQUE DES MINERAIS AURIFÈRES ET ARGENTIFÈRES DANS LA CONTRÉE DE SCHEMNITZ.

Dans la première partie de notre mémoire nous avons présenté un aperçu général de la situation des mines et de la nature des minerais exploités dans la contrée de Schemnitz : nous nous bornerons ici à décrire la méthode de traitement suivie à l'usine de Neusohl, 50 kilomètres environ au Nord de Schemnitz. Nous laissons entièrement de côté les autres usines du district, parce que à Neusohl seulement la méthode est complète.

Usine de Neusohl. — L'usine de Neusohl est placée pour les minerais et les combustibles à peu près dans les mêmes conditions que Fernesy et Kapnik.

Minerais. — Les minerais sont produits, en partie, par les mines des particuliers, en partie par les mines impériales.

On peut les diviser en trois classes principales :

1° Minerais de plomb, plus ou moins argentifères et aurifères : on a soin de distinguer les minerais des schlichs ; les premiers sont donnés par le cassage et triage, les seconds ont subi une préparation mécanique complète ;

2° Pyrites de fer, plus ou moins riches en or et soufre ;

3° Minerais d'argent, tels que l'argent rouge, etc. On les subdivise en minerais pauvres et minerais riches ; les premiers contiennent moins de 125 grammes d'argent aux 100 kilogrammes ; les seconds en renferment une plus forte proportion, et leur richesse moyenne est de 450 à 500 grammes.

La gangue la plus ordinaire est une roche feldspathique plus ou moins altérée.

Nous devons encore citer les minerais d'argent très-riches contenant 2 à 3 p. 100 et même davantage; ils ne sont introduits dans le traitement métallurgique que pour la coupellation.

Pour traiter ces minerais on a fini par adopter une méthode assez analogue à celle de Nagybánya [1]. Les modifications qu'on a fait subir à cette dernière proviennent de la nature un peu différente des minerais à traiter.

Les pyrites aurifères sont bien moins abondantes, et les minerais d'argent constituent au contraire une très-forte proportion des matières à fondre. L'or contenu dans les filons est en grande partie séparé par les opérations de la préparation mécanique, et le traitement métallurgique est spécialement dirigé vers l'extraction de l'argent.

Les minerais de plomb sont, jusqu'à présent, considérés comme moyen de traitement, mais les mines les produisant en proportion toujours croissante, il est probable que dans un très-petit nombre d'années on devra en traiter une partie dans le but d'en retirer le plomb aussi bien que l'argent et l'or.

Combustibles. — Les combustibles ne sont pas de très-bonne qualité ; le bois, en grande partie d'essences légères, arrive par flottage ; on le sèche pendant six mois à l'air avant de l'employer. Il est cordé en bûches de 5' = 1^{m},58 de longueur, et coûte 1^{f},70 le mètre cube [2].

Le charbon provient de bois légers et flottés, carbonisés en grandes meules : il revient à 3^{f},351 le mètre cube.

Exposé de la méthode. — La méthode suivie à l'usine de Neusohl comprend les opérations principales suivantes :

1. L'ancienne méthode de Schemnitz et les premiers essais de la méthode de Nagybánya ont été décrits dans les *Annales des mines*, 3e série, t. IX, p. 17, par M. Gruner. Nous renvoyons les lecteurs à ce mémoire pour la comparaison des deux méthodes, ancienne et nouvelle.

2. La mesure adoptée à Neusohl, le stabb, vaut 180 pieds cubes, soit 5^{mc},70, et coûte 9^{f},50. Elle tient 180 bûches en moyenne. Nous citons ce nombre parce que dans les grillages on compte le bois, non pas par stabbs, mais par morceaux.

1° Fonte de concentration des minerais d'argent pauvres (contenant moins de 125 grammes aux 100 kilogrammes), avec addition de pyrites peu aurifères, non grillées [1]. Cette opération doit donner une scorie pauvre, et une matte tenant au moins 200 à 220 grammes d'argent aurifère aux 100 kilogrammes.

2° Grillage de la matte à deux ou trois feux, en tas et sous un hangar.

3° Fontes des minerais d'argent riches, de la matte précédente grillée, des pyrites aurifères, des minerais et schlichs plombeux grillés, devant produire : 1° du plomb d'œuvre bon à coupeller, tenant la majeure partie des métaux précieux contenus dans les matières fondues; 2° une matte, concentrant le reste de ces métaux et le cuivre : 3° une scorie aussi pauvre que possible.

Elle est désignée, comme l'opération correspondante de la méthode deNagybânya, sous le nom de *Reichverbleiüng*.

4° Grillage à 7 ou 8 feux et en tas de la matte riche.

5° Fonte de la matte grillée, avec addition d'une certaine proportion de fonte en grenailles et de plomb pauvre introduit, en partie par le gueulard, en partie par l'œil.

Cette opération produit encore : du plomb d'œuvre bon à coupeller : une matte plus riche en cuivre, plus pauvre en argent : une scorie pauvre.

6° Grillage à deux ou trois feux, suivi d'une fonte de concentration, à la suite de laquelle on fait agir du plomb pauvre sur la nouvelle matte produite.

7° Répétition du grillage et de la fonte.

Ces deux opérations ont pour but de concentrer davantage le cuivre dans la matte, et d'enlever à cette dernière autant d'argent qu'il est possible de le faire avec économie.

8° Les plombs d'œuvre sont passés à la coupellation.

On voit d'après cet exposé que la méthode de Nagybânya a été transportée dans la Basse-Hongrie avec plusieurs modifications; on a supprimé la fonte spéciale des minerais pauvres : on l'a remplacée par l'ancienne fonte de concentration, laquelle a seulement pour but de réunir les métaux utiles dans une matte d'une teneur assez élevée pour être traitée avec les minerais riches [2].

1. La proportion des pyrites n'est pas assez grande pour les besoins du traitement, on se garde bien de les griller.

2. La méthode suivie à Neusohl est encore modifiée de temps en temps : ainsi, par exemple, on ne fait plus maintenant qu'une seule fonte de concentration pour les minerais pauvres; il y a deux ans à peine on pensait que deux fontes successives étaient nécessaires pour amener la matte à la richesse convenable.

On n'établit pas de distinction pour la richesse plus ou moins grande de l'argent en or.

Enfin une autre modification, résultant comme les précédentes de ce que les minerais sont spécialement des minerais d'argent, et de la nature des gangues, est l'emploi de fortes proportions de scories dans les différentes fontes : on ne fait jamais de fontes particulières de scories riches.

Nous reviendrons plus loin sur la comparaison des deux méthodes, quand nous aurons décrit complétement l'usine de Neusohl. Nous allons considérer successivement les différentes opérations, en suivant l'ordre adopté pour Fernesy et Kapnik.

Grillages. — Nous avons à décrire le grillage des minerais et schlichs au four à réverbère, et celui des mattes en tas sous un hangar.

Grillage au réverbère. — On grille au réverbère, les minerais et schlichs plombeux, et les pyrites assez riches pour passer directement dans la troisieme opération (*Reichverbleiüng*).

Les fours employés ont la même disposition et les mêmes dimensions que ceux de l'usine de Fernesy. On cherche à obtenir un grillage plus complet en laissant seulement deux charges, de 224 kilogrammes, à la fois dans le four. L'une est près de la porte du fond, l'autre auprès du pont; toutes deux restent pendant quatre heures dans leurs positions : on ne passe donc que six charges, soit 1,344 kilogrammes dans un jour entier; les minerais sortent du four, fortement agglomérés, mais encore imparfaitement grillés. On brûle en vingt-quatre heure $3^{mc},95$ environ de bois flotté, quand on grille les minerais de plomb, et seulement $3^{mc},50$ quand on traite les pyrites contenant peu de gangues.

Il faut, pour la conduite du grillage, deux ouvriers par poste, le grilleur et l'aide; ils reçoivent 1 franc et $0^f,87$.

Les frais principaux pour un four et pour un jour entier sont d'après cela.

			fr.	fr.
Bois.......	$3^{mc},95$		à 1,70......	6,7150
Grilleurs...	2	postes	à 1,00......	2,00
Aides......	2	—	à 0,87......	1,74
			Total.........	10,4550

soit pour 1,000 kil. de minerais et schlichs plombeux :

		fr.
Bois.......	$2^{qm},94$..................	4,998
Grilleurs...	$1^p,487$..................	1,487
Aides......	$1^p,487$..................	1,294
	Frais généraux.....	7,779

Les pyrites aurifères riches ne sont produites que rarement par l'exploitation des mines.

Les minerais de plomb perdent très-peu de leur poids, 4 à 5 p. 100 au plus : la perte réelle en plomb n'a pas été déterminée ; elle est certainement bien moindre qu'à Fernesy, parce que les minerais sont moins purs ; les schlichs rendent à l'essai 25 à 30 p. 100 de plomb et les minerais au plus 35 à 40.

GRILLAGE EN TAS. — Les mattes sont grillées en tas sous un hangar, placé à une certaine distance de l'usine [1].

Les tas contiennent, en moyenne, 112 quintaux métriques de matte cassée au marteau en morceaux de la grosseur du poing; 125 à 130 bûches de bois, soit 4 mètres cubes, et une petite quantité de charbon de bois destiné à rendre l'allumage plus facile.

L'allumage est fait par les quatre faces à la fois, et la combustion du bois n'exige pas plus de trente-six heures : le feu est terminé en un temps variable, avec les circonstances atmosphériques, de dix jours à trois semaines.

Le grillage ne peut arriver au point convenable qu'après deux feux au moins, et souvent de trois à sept. Ces feux sont conduits comme le premier, mais avec une proportion plus grande de combustible. On emploie 10 bûches de plus à chaque nouveau feu, soit :

	Bois. m. c.
Pour le second feu........	4,315
Pour le troisième feu.....	4,630
Pour le quatrième feu.....	4,945
Etc., etc.	

La main d'œuvre du grillage des mattes est payée à l'entreprise, à raison de :

4f,17 pour apporter les 112 quintaux métriques de matte de l'usine au grillage.

2f,61 pour chaque feu.

4f,17 pour porter les 112 quintaux métriques de matte du grillage à l'usine.

D'après ces nombres, les frais principaux du grillage en tas de 112 quintaux métriques de matte sont :

1. Le hangar de grillage et les aires pour le séchage des bois sont séparés des bâtiments de l'usine par la grande route de Schemnitz à Neusohl : la communication est établie sous la route par un tunnel. La distance n'est pas grande, et les transports ne sont pas notablement plus onéreux que si l'usine n'était pas ainsi coupée en deux par une route très-fréquentée.

1° Pour deux feux :

	m. c. fr.	fr.
Bois, 8,315 à 1,70		14,135
Main-d'œuvre et transports		13,560
		27,695
Soit pour 1,000 kil.		2,472

2° Pour trois feux :

	m. c.	fr.
Bois, 12,945		21,99
Main-d'œuvre		16,07
		38,06
Soit pour 1,000 kil.		3,392

3° Pour sept feux :

	m. c.	fr.
Bois, 34,615		58,85
Main-d'œuvre		26,61
		85,46
Soit pour 1,000 kil.		7,63

Fonte de concentration (*Rohschmelzen*). — On passe dans la fonte de concentration tous les minerais et matières pauvres en argent et or :

Les minerais d'argent tenant moins de 125 grammes d'argent aux 100 kilogrammes.

Les pyrites aurifères tenant moins de 4 grammes d'or aux 100 kilogrammes.

Les scories riches provenant des fontes suivantes.

Les pyrites aurifères, non grillées, ne fournissent pas de fondant; les scories ajoutées ne sont pas assez basiques pour déterminer la fusion de toutes les gangues ordinairement très-quartzeuses des minerais; aussi faut-il ajouter une assez forte proportion de calcaire, de 20 à 25 pour 100.

La fonte se fait dans un haut-fourneau, à section trapézoïdale, à deux tuyères. Les dimensions principales sont les suivantes :

	mèt.
Hauteur de la pierre de fond au gueulard	6,320
— à la tuyère inférieure	1,422
— à la tuyère supérieure	1,475
Hauteur de la brasque du creuset	0,526
Dimensions horizontales aux tuyères :	
Distance des deux tuyères	0,526
Profondeur du fourneau	1,052
Ecartement maximum des costières[1]	0,947

1. La section du fourneau est trapézoïdale, mais les angles sont arrondis, et cela bien plus sur la poitrine que sur la face du vent. Si les costières étaient planes, les dimensions de la section horizontale seraient : 1m,05 et 0m,79.

Le fourneau est un peu plus large à $0^{m},632$ au-dessus des tuyères; l'écartement des costières est de $1^{m},105$, et cette dimension reste la même jusqu'au gueulard.

Les axes des deux tuyères ne se rencontrent pas; la supérieure est horizontale, l'inférieure inclinée de 1 degré.

L'œil a $0^{m},079$. Le vent est fourni par une machine soufflante à cylindre, à la pression de $0^{m},026$ de mercure. Il est maintenant lancé froid : on a essayé le vent chauffé à 250° et 300°; mais on a dû y renoncer, après avoir constaté une grande économie de temps, et en même temps une abréviation notable dans la durée des campagnes, et une augmentation très-forte de la perte en argent et or.

La conduite du fourneau exige quatre hommes : un fondeur et trois chargeurs ; ils font des postes de douze heures ; mais ils sont payés à l'entreprise, d'après la quantité de minerais fondus. Ils reçoivent $2^{f},234$ par tonne métrique.

Lit de fusion. — Les approvisionnements en minerais étant toujours assez considérables, on peut disposer des lits de fusion bien constants pendant toute la durée de chaque campagne, et rendre par là les fontes aussi régulières que possible. La composition la plus ordinaire est :

60 parties pyrites et schlichs pyriteux, tenant au plus $3^{g},90$ d'or aux 100 kilogrammes.

40 parties minerais d'argent assortis, tenant en moyenne 85 grammes d'argent.

110 parties scories des fontes suivantes.

20 parties calcaire.

Les pyrites sont bien plus pauvres que celles de Nagybánya, non-seulement en métaux, mais encore en soufre, et le lit de fusion précédent, contenant une forte proportion de pyrites non grillées, ne donne cependant qu'une faible quantité de matte.

On peut fondre en vingt-quatre heures $61^{qm},60$ de minerais, soit $142^{qm},62$ de lit de fusion. Les campagnes sont de quatre à cinq semaines. On brûle $4^{mc},954$ de charbon par tonne de minerais.

Produits. — La fonte de concentration donne seulement deux produits:

1° Une matte qui doit renfermer tous les métaux utiles des minerais et tenir au moins 218 grammes d'argent aurifère aux 100 kilogrammes. On la fait couler trois fois par poste dans le bassin extérieur, on l'enlève en rondelles, on la casse en morceaux, on la pèse, puis on l'envoie au grillage;

2° Des scories pauvres qui sont jetées.

Exemple. — Nous citerons comme exemple de la fonte de concentration, les résultats consignés dans les registres de l'usine pour 1847.

On a traité en dix-sept campagnes et neuf cent vingt et un postes de douze heures (ce qui donne vingt-sept jours un dixième pour la durée moyenne d'une campagne) :

	q. m.	Argent aurifère. k.	Or. k.
Schlichs pyriteux.......	15,045,00	440,25	23,519
Schlichs d'argent.......	3,880,52	294,840	4,375
Minerais d'argent.......	4,072,32	318,675	3,867
	22,997,84	1,053,765	31,761

soit pour 1,000 kilogrammes 0k,458 d'argent aurifère et 0k,0138 or.

On a fondu avec les minerais :

	q. m.	Argent aurif. k.	Or. k.
Crasses diverses....	871,64	47,67	0,9975
Scories basiques....	26,184,50, rapport aux minerais.		112,85 p. 100
Calcaire...........	4,897,20	—	21,29 —

Produits. — On a obtenu 22,40 p. 100 de matte et 3,12 p. 100 de crasses, contenant d'après les essais :

	q. m.	Argent aurifère. k.	Or. k.
Matte..........	5,196,80	1,060,08	33,054
Crasses.........	716,80	37,345	0,7875
	5,913,60	1,097,425	33,84:5

Ces nombres indiquent une faible perte sur l'argent et, au contraire, une augmentation notable pour l'or. Cette augmentation n'est qu'apparente ; elle résulte de ce que les essais des matières pauvres en or ne peuvent pas donner des résultats comparables, et de ce que la perte en métal, dans l'essai, est relativement plus forte pour les matières plus pauvres.

Consommation. — La matte obtenue contenait 2k,031 d'argent aurifère pour 1,000 kilogrammes.

On a brûlé [1].

Charbon de bois 14,200mc,28, soit pour 1,000 kilogrammes de minerais, 6mc,174, et pour 1,000 kilogrammes de matières fondues 2mc,489.

Frais spéciaux. — D'après ce qui précède, les principaux frais spéciaux de la fonte de concentration, rapportés à 1,000 kilogrammes de minerais, sont :

	fr.
Charbon de bois, 6mc,174 à 3f,351.................	20,689
Main-d'œuvre à l'entreprise......................	2,234
Réparation d'outils, transport des scories, etc.......	0,864
Calcaire, 212k,90 à 0f,457	0,973
Total.............	24,760

1. Cette consommation de charbon est énorme; elle est motivée par la mauvaise qualité du charbon, et plus spécialement par la grande rapidité de la fonte, on a passé en 24 heures plus de 12,000 kilogrammes de minerais, scories, calcaire, etc. La consommation actuelle ne dépasse pas 5 m.c. de charbon pour 1,000 kilogrammes de minerais; on passe en 24 heures 10 tonnes de lit de fusion.

C'est-à-dire que la fonte de concentration, à Neusohl, coûte deux fois plus cher que la fonte des minerais pauvres, à Fernesy et Kapnik.

FONTE DE LA MATTE. (*Anreich arbeit*).— La matte obtenue a été grillée à deux feux, qui ont coûté 2f,472 pour 1,000 kilogrammes, puis passée dans une opération, maintenant supprimée, fonte d'enrichissement (*anreich arbeit*).

On fondait rapidement dans un haut-fourneau : les mattes grillées, des minerais et schlichs d'argent, des scories basiques provenant des opérations dans lesquelles on fait agir le plomb, et du calcaire.

Les produits étaient, comme précédemment, une matte et des scories.

La matte contenait pour 1,000 kilogrammes plus de 4 kilogrammes d'argent aurifère ; les scories un peu riches devaient être passées, au moins en partie, dans la première fonte de concentration.

Les minerais pauvres étaient ainsi passés en deux fontes, et on arrivait plus facilement à fondre les gangues quartzeuses, et à produire une matte aussi riche en argent que la moyenne des minerais traités dans la fonte riche (*Reichverbleiüng*). Cette division augmentait beaucoup la consommation de charbon ; rendait la perte en argent bien plus grande, et produisait des scories assez riches pour ne pas pouvoir être jetées. Le directeur actuel a pensé que l'avantage d'obtenir une matte plus riche ne compensait pas ces inconvénients, et maintenant la matte donnée par la première fonte crue, riche à 2 ou au plus 3 kilogrammes d'argent aurifère aux 1,000 kilogrammes est passée après grillage dans la fonte nommée Reichverbleiüng.

Les avantages numériques de cette simplification ne pourront être connus que dans plusieurs années ; il est maintenant encore impossible de faire la comparaison : nous nous bornerons à citer les nombres relatifs à l'année 1847, pour la méthode alors employée.

On a fondu au haut-fourneau, en sept campagnes et en 376 postes de 12 heures, ce qui donne 28j,33 pour la moyenne d'une campagne :

	q. m.	Argent aurifère. k.	Or. k.
Schlichs d'argent.	4,902,52	385,052	6,3700
Minerais d'argent.	3,731,84	423,650	6,9825
Matte grillée.....	5,237,12	1,066,030	32,4100
	13,871,48	1,874,732	45,7625
Soit pour 1,000 kil....		1,352	0,0331

On a mélangé par conséquent des minerais et des schlichs d'argent tenant moins de 0,001 avec des mattes à plus de 0,003.

On a passé dans le lit de fusion :

	q. m.		k.		k.
Crasses........	314,72	tenant arg. aurif.	37,012	or	0,505
Calcaire.......	1,931,00	soit 14 p. 100 de minerais et matte.			
Scories basiques.	8,580,00	— 62			—

En 24 heures on a passé en moyenne, $73^{qm},78$ de matte et minerais ou $131^{qm},37$ du lit de fusion entier.

On a consommé en combustible : Charbon $5,494^{mc},85$ soit pour 1,000 kilogrammes de minerais et mattes 4 m.c. de charbon, et pour 1,000 kilogrammes de matières fondues $2^{mc},221$.

En comparant les consommations en charbon pour les deux fontes, on voit que dans la seconde on a brûlé moins de combustible parce qu'on n'a pas eu besoin d'une aussi forte proportion de fondants pour les gangues quartzeuses.

Produits. — La fonte d'enrichissement a donné :

			Argent aurifère.	Or.
		q. m.	k.	k.
Matte.....	44,18 p. 100	3,814,72	1,795,85	48,2825
Crasses....	4,22 p. 100	365,12	42,70	0,6125
Somme.........		4,179,84	1,838,55	48,8950

Ces nombres indiquent une perte assez faible sur l'argent, et comme dans la fonte précédente une augmentation notable sur l'or. La teneur en métaux de la nouvelle matte est : (rapportée à 1,000 kilogrammes) argent aurifère $4^k,71$.

Frais. — Les frais pour 1,000 kilogrammes de minerais et matte se sont élevés à $17^f,142$.

	fr.
Charbon, 4 m. c. à $3^f,351$	13,404
Main-d'œuvre à l'entreprise......................	2,234
Réparations d'outils, transport des scories	0,864
Calcaire, 140 kil. à $0^f,457$.....................	0,640
Total..................	17,142

La somme des frais des deux fontes, pour 1,000 kilogrammes de minerais pauvres s'élève à $25^f,921$[1].

Le traitement de 1,000 kilogrammes de minerais a donné, matte enrichie, propre au traitement ultérieur, 125 kilogrammes.

La matte enrichie est grillée à trois feux, en tas de 112 q.m., sous un hangar, puis réunie aux minerais riches.

Traitement des minerais riches (*Reichverbleiung*). — Le traitement des minerais riches en argent est tout à fait analogue à celui de la méthode de Nagybánya ; les minerais sont fondus à basse température, avec addition de minerais de plomb grillés, de matières plombeuses oxydées : la seule différence est dans l'addition des scories basiques, destinées à rendre la fusion plus facile.

1. Il faudrait placer à côté de ces nombres la valeur des métaux précieux perdus, ce qui nous est impossible.

L'opération doit donner :

Du plomb d'œuvre contenant la majeure partie des métaux précieux et notamment la presque totalité de l'or.

Une matte renfermant tout le cuivre, une partie du plomb et le reste de l'argent.

Une scorie plus ou moins pauvre.

FOURNEAU. — La fonte est faite dans un demi-haut-fourneau. On fond plus lentement, avec une pression de vent moins forte, avec un nez assez long ; le gueulard, les tuyères et l'œil doivent être maintenus constamment obscurs. Le creuset est peu profond ; on coule toutes les fois qu'il est plein de plomb, alternativement deux fois et trois fois par poste.

Les ouvriers sont payés, non plus à l'entreprise, ce qui les exciterait à fondre trop vite, mais au poste. Il faut pour chaque poste, trois hommes, un fondeur et deux chargeurs. Ils reçoivent 1^f,084 ; 1 fr., 0^f,917. En 24 heures, un fourneau pour la fonte riche exige 6 journées de main-d'œuvre spéciale, coûtant 6^f,002. Il faut en outre pour les réparations d'outils, les transports des minerais et matières, etc., environ 2 journées, payées 1^f,76.

En somme, la main-d'œuvre pour 24 heures s'élève à 7^f,762.

LIT DE FUSION. — Les minerais riches, les mattes enrichies, les minerais de plomb, scories, fondants, etc., sont ordinairement associés dans les proportions suivantes :

Minerais et schlichs de plomb grillés.............	54 parties.
Minerais d'argent et mattes grillées...............	46
	100
Produits plombeux oxydés des coupellations.......	24
Calcaire..	4 à 5
Scories basiques..................................	25 à 30
Ferraille ou grenaille de fonte..................	2 à 4

Soit 55 à 60 de fondants en réductif pour 100 de minerais, dont moins de la moitié sont spécialement argentifères.

On doit fondre en 24 heures 19 à 20 q. m. seulement de minerais et matte, en consommant 4^{mc},081 de charbon pour 1,000 kilogrammes de minerais et matte fondus.

PRODUITS. — Les produits sont :

1° Plomb d'œuvre, obtenu dans la proportion de 70 p. 100 du plomb contenu dans le lit de fusion, et renfermant au moins 65 p. 100 de l'argent et 95 p. 100 de l'or des matières fondues. Il contient de 8 à 10 kilogrammes d'argent aurifère aux 1,000 kilogrammes.

2° Matte riche nommée Reichverbleiünglech, contenant pour 1,000 kilogrammes :

Argent peu aurifère.................	3 à 4 kil.	
Plomb.............................	160 à 170	
Cuivre.............................	40 à 50	

Elle est obtenue dans la proportion de 16 à 17 p. 100 des minerais et matte fondus.

3° Scories assez basiques, contenant au plus 40 p. 100 de silice, et tenant aux 1,000 kilogrammes :

Argent plus ou moins aurifère.	40 à 50 grammes.
Plomb......................	30 à 40 kil.
Cuivre.....................	2 à 3

Le plomb d'œuvre est coupellé; les mattes sont grillées à six ou sept feux, et traitées comme nous l'indiquerons plus loin; les scories sont utilisées comme fondant dans les différentes opérations, notamment dans les deux premières fontes de concentration.

Nous citerons pour exemple les fontes faites à l'usine de Neusohl en 1847.

En vingt campagnes, ayant duré 522 jours entiers (la durée moyenne d'une campagne a été par conséquent de $26^{j},10$), on a fondu au demi-haut-fourneau :

		Plomb.	Cuivre.	Argent aurif.	Or.
	q. m.	q. m.	q. m.	k.	k.
Minerais d'argent..	4,847,92	»	»	1,367,87	23,067
Soit p. 1,000 k....	»	»	»	2,82	»
Mattes grillées.....	5,538,40	»	»	2,390,64	62,947
Soit [1] p. 1,000 k...	»	»	»	4,314	»
Somme.					
Minerais d'argent et mattes..........	10,386,32	»	»	3,758,51	86,014
Soit p. 1,000 k....		»	»	3,620	»
Minerais de plomb grillés.........	7,181,44	2,678,87	»	247,3275	21,665
Soit p. 1,000 k....	»	373 k.	»	0,344	»
Crasses...........	488,32	83,44	»	51,38	0,9625
Produits plombeux oxydés.........	2,767,62	1,657,60	»	149,922	3,360
Produits cuivreux divers..........	705,60	446,88	112,50	35,9975	1,225

Soit pour la somme des matières métallifères et des métaux contenus :

	21,529,30	4,866,79	112,50	4,243,137	113,2265
Soit p. 1,000 k.	»	226 k.	$5^{k},24$	1,977	0,0525

Rapport du plomb à l'argent........... 114 : 1.

1. On voit d'après ces nombres que ces mattes enrichies ont été plus riches que la moyenne des minerais considérés comme riches; la teneur de ces minerais se rapproche bien plus de celle des mattes données par la première fonte de concentration.

On a passé comme fondants et réductifs :

Calcaire........................	1,022qm,56 soit pour 1,000 kil..		47k,50
Scories basiques..............	5,009 ,20	—	232 ,75
Scories de forge................	106 ,40	—	4 ,60
Grenailles de fonte...............	251 ,44	—	11 ,21

On a par conséquent fondu en 522 jours 27,918qm,90 de minerais et fondants :

Soit par campagne..	1395qm,945
Soit par jour..	53qm,48

Ce nombre indique que la fonte riche a été conduite avec beaucoup plus de lenteur que les fontes de concentration. En considérant seulement les minerais et produits contenant des métaux utiles, on a fondu en vingt-quatre heures 41qm,24, et en ne tenant compte que des minerais et des mattes, 33qm,65.

Produits. — On a obtenu :

	q. m.	Cuivre. q. m.	Plomb. q. m.	Argent aurif. k.	Or. k.
Plomb d'œuvre......	2,820,72	»	2,793,28	2,743,16	110,985
Soit p. 1,000 k.	»	»	990k,50	9,726	»
Matte..............	3,708,32	238,00	960,40	1,370,075	0,8925
Soit p. 1,000 k	»	64k23	259 k.	3,693	»
Crasses.............	378,00	»	100,24	58,345	1,155
Somme.........	6,907,04	238,00	3,853,92	4,171,580	113,0325

En comparant ces nombres à ceux écrits plus haut, on trouve :

Perte pour le plomb......	1,012qm,87 soit...	21 p. 100.
Perte pour l'argent.......	71k,557 soit...	1,75 p. 100.

Observations. — Le plomb d'œuvre a été obtenu dans la proportion de 58 p. 100 du plomb contenu dans le lit de fusion. Il a condensé 64,50 p. 100 de l'argent et la presque totalité de l'or contenus dans les matières fondues.

La matte a été produite dans la proportion de 21,68 p. 100 des minerais et matte fondus. Elle est tout à fait analogue, par sa richesse en argent, à la moyenne des minerais d'argent et matte passés dans l'opération. Elle en diffère en ce qu'elle ne contient qu'une quantité insignifiante d'or, et en ce qu'elle est bien plus riche en cuivre.

Il ne faut pas avoir égard à la quantité de cuivre de la nouvelle matte, plus grande que celle indiquée par les essais dans les matières mises en opération ; on s'explique facilement ce résultat en réfléchissant à l'impossibilité de de faire avec exactitude les essais pour cuivre des matières, qui contiennent de très-petites quantités de ce métal.

CONSOMMATIONS. — On a brûlé 6,164^{mc},20 de charbon de bois, soit pour 1,000 kilog. de minerais et matte........................ 3^{mc},512
pour 1,000 kilog. de matières fondues .... 2^{mc},863

Il convient, en outre, de rappeler la consommation de bois et charbon pour le grillage des minerais de plomb.

Pour griller au réverbère les 7,181^{qm},44 on a brûlé :

Charbon de bois...............	13^{mc},12
Bois.........................	2,597^{mc},60

FRAIS. — Les frais spéciaux principaux, rapportés à 1,000 kilogrammes de minerais et mattes, ont été les suivants :

Grillage de 408 kilogrammes de minerais de plomb :

		fr.	fr.
Main-d'œuvre.......	1j,21......	1,135	3,175
Bois et charbon.....	1^{mc},21	2,040	

Fonte des minerais et mattes grillées :

Charbon.....	3^{mc},512 à 3^{f},351.	11,769	16,055
Calcaire.....	47^{k},50...........	0,217	
Fer.........	11^{k},21...........	1,024	
Main-d'œuvre spéciale, 1j,78......		1,791	
Transports, réparations d'outils...		1,254	
Somme des frais spéciaux........			19,230

En ajoutant à ce chiffre les frais de grillage à trois feux des 315 kilogrammes de matte, s'élevant à 1^{f},068, on aurait, pour somme totale des frais spéciaux de la fonte de 1,000 kilog. de minerais et matte, en y comprenant les opérations accessoires de grillage 20^{f},298

Pour l'année que nous avons choisie comme exemple du traitement, on a obtenu, par suite des opérations que nous venons de considérer 3,708^{qm},32 de matte contenant :

			kil.
Cuivre.........	238^{qm},00	soit pour 1,000 kil..	64,23
Plomb.........	960^{qm},40	—	259,00
Argent aurifère.	1,370,075	—	3,693
Or............	0^{k},8925	—	

Cette matte est trop riche en cuivre pour qu'on puisse la traiter comme un minerai argentifère, il faut, d'une part, lui enlever en une seule opération, en deux tout au plus, la plus forte proportion possible de l'argent, et d'autre part, concentrer le cuivre dans une nouvelle matte, dans laquelle on puisse négliger l'argent.

TRAITEMENT DE LA MATTE (*Reichverbleiüng lech schmelzen*). — La matte est d'abord grillée à sept feux et en tas de 112 q. m.; ce grillage revient, comme

nous l'avons exposé precédemment, à 7f,63 par 1,000 kilogrammes. On ne tient pas compte des pertes en métaux qui en résultent.

La matte grillée est ensuite fondue au demi-haut-fourneau avec addition d'une certaine quantité de minerais argentifères et en même temps pyriteux ; de scories basiques, de ferraille ou de grenailles de fonte, de matières plombeuses oxydées provenant des coupellations. On produit par cette fonte une scorie pauvre, une matte et du plomb d'œuvre.

Les trois produits sont séparés à leur sortie du fourneau ; les scories coulent continuellement sur le plan incliné : la matte et le plomb sont coulés dans des bassins distincts.

La matte est mise en contact, dans son bassin de coulée, avec une forte proportion de plomb pauvre, qui agit sur elle en décomposant le sulfure d'argent qu'elle contient, et ramène une partie de l'argent à l'état métallique. On obtient par ce moyen une matte plus pauvre en argent et en plomb, tout en évitant la perte énorme en plomb qui aurait lieu si tout ce métal était fourni par les matières provenant de la coupellation, chargées par le gueulard.

La fonte ainsi conduite diffère de celle correspondante dans la méthode de Nagybánya, non-seulement en ce qu'on fait agir le plomb de deux manières, mais encore et principalement en ce que les mattes sont fondues après avoir été grillées bien plus complétement. On obtient cependant une forte proportion de matte (environ 50 p. 100 de la matte grillée fondue), grâce à l'addition des minerais pyriteux. On a donc pour but de ramener à l'état métallique, dans le fourneau, la presque totalité des métaux autres que le fer contenus dans la matte, et de reformer ensuite, par le soufre des minerais pyriteux, la proportion de matte nécessaire pour concentrer tout le cuivre et empêcher les scories d'être riches.

Cette réaction complexe ne paraît pas donner des résultats plus favorables que ceux obtenus dans les usines de Fernesy et Kapnik.

Lit de fusion. — La composition ordinaire du lit de fusion est la suivante :

80, matte grillée à sept feux ;

20, minerais argentifères pyriteux ;

10 à 15, matières plombeuses oxydées provenant de la coupellation ;

45 à 50, scories basiques et scories de forge ;

1 à 2, ferraille ou grenailles de fonte.

On fait ensuite agir sur la matte dans le bassin de coulée :

50, plomb pauvre.

La proportion du plomb, agissant sur l'argent, doit être :

Dans le fourneau, 85 à 90.

Et le rapport du plomb total à l'argent :

De 225 à 235 : 1.

Produits. — Les produits définitifs sont :

1° Du plomb d'œuvre, dans la proportion de 85 à 90 p. 100 du plomb employé, tenant de 6 à 7 kilogrammes d'argent aux 1,000 kilogrammes.

2° Une matte, obtenue dans la proportion de 35 à 40 p. 100 des mattes grillées fondues, contenant pour 1,000 kilogrammes :

Plomb..............	100 à 150 kil.
Cuivre..............	150 à 170
Argent..............	900 à 1,650 grammes.

Elle ne renferme plus d'or en proportion notable; ce métal se retrouve presque entièrement dans le plomb d'œuvre.

3° Scories moins basiques que celles des autres fontes, très-pauvres en or, en argent et même en cuivre, contenant de 2 à 3 p. 100 de plomb.

Désargentification (*Lechentsilberüng*). — La nouvelle matte est grillée à trois feux et fondue de la même manière, au demi-haut-fourneau. Les produits de cette nouvelle opération sont pareils à ceux de la précédente; le plomb d'œuvre est un peu moins riche en argent; la matte est plus pauvre en argent et plus riche en cuivre.

Assez souvent le grillage et la fonte doivent être rejetés sur la nouvelle matte, quand elle contient une trop forte proportion d'argent.

L'ensemble de ces opérations, nommé *Lechentsilberüng schmelzen*, donne une matte contenant, pour 1,000 kilogrammes :

Cuivre..........	400 à 450 kilogrammes.
Argent..........	120 à 150 grammes.

Elle est alors expédiée à l'usine voisine, à Tajova, où se fait le traitement spécial pour cuivre.

Exemple.— Nous citerons encore l'exemple des fontes faites à Neusohl en 1847.

Fonte de la matte riche grillée :

On a fondu, en dix compagnes dont la durée moyenne a été de vingt-trois jours :

		Plomb.	Cuivre.	Arg. aurif.	Or.
	q. m.	q. m.	q. m.	k.	k.
Matte riche.........	4,756,64	1,180,00	325,68	1,635,72	1,115
Minerais pyriteux...	1,066,80	»	»	65,135	5,950
	5,823,44	1,180,00	325,68	1,700,855	7,065
Soit pour 1,000 k..	»	203 k.	56 k.	2,923	0,012
Crasses............	235,20	41,52	»	29,435	0,395
Produits plombeux oxydés...........	498,40	285,41	»	16,730	0,292
Scories basiques.....	2,504,40	soit pour 1,000 k.		447,50	»
Scories de forge.....	87,92	de minerais et		15,10	»
Grenailles de fonte...	94,08	matte.		16,15	»

Soit pour la somme des matières fondues...... 9,243qm,44
et pour les métaux contenus :

Plomb....	1,506qm,93	argent aurifère....	1,747k,020
Cuivre....	325qm,68	or..............	7k,752

On a par conséquent fondu en vingt-quatre heures :

25qm,32 de minerais et matte;

Soit 40qm,19 de lit de fusion.

On a employé, pour la désargentification de la matte dans le bassin de coulée : plomb pauvre, 2,938qm,60, tenant plomb 2,934qm,14, argent aurifère 165,9525.

Ces nombres donnent 231 : 1, pour le rapport à l'argent du plomb total employé, soit dans le lit de fusion, soit dans le bassin : le tiers du plomb est passé dans le fourneau, à l'état de matières oxydées, chargées par le gueulard; les deux tiers sont employés à l'état métallique et n'agissent que par contact sur la matte.

Produits. — L'opération a donné les produits suivants :

		Plomb.	Cuivre.	Argent aurif.	Or.
	q. m.	q. m.	q. m.	k.	k.
1° Plomb........	3,800,05	3,784,37	»	1,564,2765	12,915

Soit 85,50 p. 100 du plomb contenu dans les matières fondues, et pour la richesse du plomb obtenu.

Argent aurifère........ 4k,062 aux 1,000 kil.

Le plomb a séparé 82 p. 100 de l'argent contenu dans toutes les matières mises en opération.

2° Matte.........	2,331,85	»	»	»	»

Soit 40 p. 100 des mattes et minerais traités, contenant :

	»	398,72	357,84	377,445	»
Soit pour 1,000 kil.		171 k.	153 k.	1,618	»

La nouvelle matte est presque aussi riche en cuivre qu'en plomb.

3° Crasses........	280,50	76,16	»	20,002	»
Somme des produits...........	6,412,40	4,218,35	357,84	1,961,7235	12,915

Les essais et pesées des matières fondues et des produits ont donc indiqué :

Pour le plomb, perte de 225qm,18, soit 5 p. 100.

Pour l'argent et l'or, augmentation notable.

Combustible. — On a brûlé 2,381me,226 de charbon de bois.

Soit, pour 1,000 kilogrammes de minerais et mattes, 4^{mc},091 [1].

La dépense en main-d'œuvre a été peu différente de celle qui a été indiquée pour l'opération précédente : il a fallu, pour la conduite du fourneau, trois ouvriers par poste de douze heures, sans compter les manœuvres chargés d'apporter les matières des lits de fusion et d'enlever les scories ; et les forgerons employés à la réparation des outils.

FRAIS. — Les frais spéciaux, nécessités par la fonte de 1,000 kilogrammes de minerais et mattes, ont été :

			fr.
Charbon.............	4^{mc},091	à 3^{f},351....	13,709
Fonte................	16^{k},15	à 9,10......	1,472
Main-d'œuvre spéciale, 2_{j},37.................			2,395
Manœuvres, réparations d'outils, etc			1,254
Total des frais spéciaux........			18,830

Première désargentification de la matte. — On a fondu au demi-haut-fourneau, en neuf campagnes, dont la durée moyenne a été de 16^{j} 1/4.

	q. m.	Plomb. q. m.	Cuivre. q. m.	Arg. aurif. k.	Or. k.
Matte grillée.......	2,970,24	460,32	456,96	444,7665	0,636
Sole de coupelle....	268,80	148,96	»	11,0775	3,1125
Crasses............	80,08	19,60	»	6,825	1,1725
Scories basiques....	1,761,92	soit par $1,000^{k}$. de matte...		598,00	
Scories de forge....	16,80			5,00	
Grenailles de fonte .	87,36			49,00	
Soit pour somme des matières fondues.	5,185,20	628,88	456,96	462,6690	4,9210

Rapport du plomb à l'argent..... 136 : 1.

On a dû ajouter, pour agir sur la matte dans le bassin :
Plomb pauvre $2,250^{qm}$,64, tenant argent 40^{k},875.

Rapport total du plomb employé à l'argent aurifère, 562 : 1.

On a fondu dans vingt-quatre heures :

Matte.............	20^{qm},34
Lit de fusion total..	35^{qm},51

On a par conséquent conduit l'opération avec lenteur.

PRODUITS. On a obtenu les produits suivants :

1. Il est bon de remarquer que dans toutes les fontes on brûle à peu près la même quantité de charbon, 4 m. c. = 720 k. pour fondre 1,000 kil. de minerais et mattes.

		Plomb.	Cuivre.	Arg. aurif.	Or.
	q. m.	q. m.	q. m.	k.	k.
1° Plomb............	2,436,00	2,422,00	»	404,62	2,0125
Soit p. 1,000 k......	»	»	»	1,662	»
2° Matte.............	1,740,50	254,80	406,00	132,00	»
Soit p. 1,000 k.....	»	146,50	233,30	0,7585	»
3° Crasses...........	81,75	17,36	»	2,80	»
Somme des produits...	4,258,25	2,694,16	406,00	539,42	2,0125

Remarques. — Du plomb total mis en opération, on a retiré dans le plomb d'œuvre 84,50 p. 100; dans la matte 9,08 p. 100; on a perdu 6,42 p. 100.

En ne tenant pas compte des crasses, on voit que l'argent s'est réparti dans la proportion suivante :

Dans le plomb, 75 p. 100.

Dans la matte, 25 p. 100.

La matte a été produite dans le rapport de 58 p. 100 de la matte fondue.

Combustible. — On a brûlé 1,530^{mc},76 de charbon, soit pour 1,000 kilogrammes de matte 5^{mc},152. Cette consommation est un peu plus grande que celle des fontes précédentes.

Frais. — Les frais spéciaux principaux de la première désargentification, rapportés à 1,000 kilogrammes de matte, ont été de 25^{f},890.

	fr.
Charbon, 5^{mc},152 à 3^{f},352.................	17,262
Main-d'œuvre spéciale, 2^{j},97...............	3,00
Transports divers, réparations d'outils......	1,169
Grenailles de fonte, 49 kil. à 9^{f},10...........	4,459
Total.........	25,890

Seconde fonte de désargentification. — La matte produite était encore trop pauvre en cuivre, trop riche en argent pour être envoyée à Tajova ; on lui a fait subir une seconde désargentification analogue à la première, après un grillage à deux feux.

On a fondu au demi-haut-fourneau, en sept campagnes, dont la durée moyenne a été de 16^{j},85 :

		Plomb.	Cuivre.	Argent.
	q. m.	q. m.	q. m.	k.
Matte grillée.........	2,342,00	349,44	544,32	200,375
Crasses.............	39,76	9,96	»	1,400
Scories basiques......	1,554,56 soit p. 1,000^{k} de matte.			664,00
Scories de forge.....	40,42		—	17,00
Grenailles de fonte...	86,80		—	37,10
	4,063,54	359,40	544,32	201,775

Rapport du plomb à l'argent.... 178 : 1.

Pour désargentifier la matte on l'a mise en contact dans le bassin avec du plomb pauvre. On a employé :

Plomb......... 2,308^{qm},35 tenant argent.... 1^{k},35
Rapport du plomb total à l'argent........ 1,314 : 1.

On a pu passer en vingt-quatre heures :

20^{qm},17 de matte grillée à deux feux.

Soit 35^{qm},03 du lit de fusion.

PRODUITS. — Les fontes ont donné les produits suivants :

		Plomb.	Cuivre.	Argent.
	q. m.	q. m.	q. m.	k.
Plomb.........	2,249,52	»	»	200,5365
Soit aux 1,000 k.	»	»	»	0,930
Matte..........	1,783,04	177,68	483,28	60,20
Soit p. 1,000 k..	»	100 k.	271 k.	0,337

Observations. — Le plomb contenu dans le lit de fusion, et celui employé dans le bassin, se sont trouvés répartis dans les proportions suivantes :

84,25 p. 100 dans le plomb enrichi,

7 » dans la masse cuivreuse,

et par suite 8,75 p. 100 ont été perdus.

La matte a été produite dans le rapport de 76 p. 100 de la matte grillée ; ce rapport indique qu'on a réussi assez à atteindre le but de l'opération. La matte a été considérée comme suffisamment appauvrie en argent, et envoyée à Tajova.

COMBUSTIBLE. — On a brûlé, pour fondre les matières précédemment énumérées :

Charbon, 1,232^{mc},56.

Soit pour 1,000 kilogrammes de matte, 5^{mc},27.

Les deux fontes de désargentification sont, par conséquent, celles de toutes les opérations qui consomment la plus forte proportion de charbon.

FRAIS. — Les frais spéciaux principaux de la fonte de 1,000 kilogrammes de matte sont les suivants :

	fr.
Charbon, 5^{mc},27 à 3 3^{f},351.........	18,66
Main-d'œuvre spéciale, 2^{j},95........	2,985
Transports, réparations............	1,225
Grenailles de fonte, 37^{k},10.........	3,376
Somme des frais généraux.....	26,246

TRAITEMENT SPÉCIAL POUR PLOMB. — Il arrive quelquefois à l'usine une quantité de minerais de plomb plus grande que celle qu'il convient d'employer au traitement des minerais d'argent. Quand ce cas se présente on fait une fonte spéciale pour le plomb, dans le demi-haut-fourneau qui sert aux opérations ci-dessus indiquées.

Les minerais de plomb sont mélangés avec des calcaires, des scories basiques et des grenailles de fonte, puis fondus lentement. On obtient du plomb assez pauvre et une matte. Les deux produits sont utilisés dans le traitement des minerais d'argent.

On a fondu, en 1847, 952qm de minerais de plomb : nous ne donnons pas les résultats obtenus, parce que cette opération a été faite dans des conditions évidemment peu favorables et n'a pas présenté l'économie convenable.

Liquation (*Saigern*). — Le plomb donné par la seconde fonte de désargentification et le plomb pauvre, qui provient de la réduction des litharges impures, ont besoin d'être purifiés, par liquation, du cuivre qu'ils contiennent en proportion très-notable. L'opération est simplement une fusion lente, à température assez basse pour que le plomb seul puisse couler. Le cuivre, retenant une partie du plomb, reste sur la sole du four, sous forme de crasses nommées *Kienstöcke*.

Sans insister davantage sur cette opération, nous citerons les résultats obtenus en 1847.

On a soumis à la liquation :

Plomb impur.. 8,602 q. m. contenant arg. aurif... 322k,21

On a retiré :

		Plomb.	Cuivre.	Argent.
	q. m.	q. m.	q. m.	k.
(*Kienstöcke*. — Crasses cuivreuses.	813,12	535,40	127,12	29,965
Soit 9,45 p. 100 de crasses contenant pour 1,000 kil. :	»	658 k.	156 k.	0,375

Plomb purifié...... 7,850,80 tenant..... Arg. aurif. 288k,655
Soit 90,35 p. 100 de plomb purifié tenant. 0k,366 aux 1,000 k.

Consommation et frais. — On a consommé :

Bois........... 316mc,20, soit p. 1,000 k. plomb. 0mc,367
Charbon de bois. 43mc,140 — 0mc,050

On a dépensé pour la main-d'œuvre, les transports, les réparations, etc., 792f,55.

Soit, pour 00/00 kilogrammes de plomb impur, 0f,921.

Les principaux frais spéciaux de la liquation, rapportés à 1,000 kilogrammes de plomb, ont été :

	fr.
Bois............ 0mc,367......	0,624
Charbon........ 0mc,050......	0,167
Main-d'œuvre, etc..............	0,921
Total.........	1,712

Coupellation. — Nous avons très-peu de mots à dire sur la coupellation. On a soin de coupeller séparément les plombs d'œuvre, qui diffèrent entre eux par leur richesse ou par leur impureté. Le four de coupelle est à voûte mobile, à sole très-plate, faite en marne très-argileuse. Une opération ne comprend que 56 q.m. de plomb, dont moitié environ est passée par filage, et dure trente-six heures. Avec les plombs très-purs on peut obtenir une certaine quantité de litharges marchandes; mais on réduit le plus souvent toutes les litharges qui sortent du four.

Leur réduction est faite dans un petit fourneau à parois en fonte, accolé au four de coupelle, et disposé comme celui de Nagybánya.

On consomme, pour une opération :

Soit, pour 56^{qm} de plomb :

Bois	31^{mc},	à 32 m.c.
Charbon de bois pour la réduction des litharges.	2^{mc},38	à 3 m.c.

La main-d'œuvre, pour la coupellation et la réduction des litharges, est donnée à l'entreprise à raison de 4^{f},10 par 1,000 kilogrammes de plomb d'œuvre.

Produits. — La coupellation donne, comme produits principaux :

1° De l'argent plus ou moins aurifère, contenant peu de plomb, parce qu'après l'éclair, terme ordinaire de la coupellation, on lui fait subir une espèce de raffinage, en le laissant exposé pendant quelque temps à l'action du vent;

2° Du plomb pauvre, provenant de la réduction des litharges; il est assez aigre et chargé de cuivre quand le plomb d'œuvre résulte de la désargentification des mattes. Il faut alors, avant de l'employer, le passer à la liquation. Le plomb de réduction ne tient pas ordinairement moins de 20 à 25 grammes d'argent aux 100 kilogrammes;

3° Des abstrichs, abzugs, débris de sole, etc., produits ordinaires des coupellations, et qui sont tous utilisés dans les différentes opérations du traitement métallurgique;

4° Des litharges riches ou impures, qui peuvent être passées dans les fontes des minerais;

5° Une petite quantité de litharges marchandes, tenant de 10 à 15 grammes d'argent aux 100 kilogrammes.

Exemple. 1847. — Nous donnerons comme exemple les résultats de coupellations faites à l'usine de Neusohl en 1847.

On a fait dans l'usine 186 coupellations, dans lesquelles on a passé en plomb d'œuvre de différentes richesses :

10,563^{qm},84 contenant :

Plomb. 10,513^{qm},44 argent aurifère. 5,046^{k},725 or. 143^{g},185

PRODUITS. — Les produits obtenus ont été :

		Plomb.	Argent aurif.	Or.
	q. m.	q. m.	k.	k.
1° Argent d'éclair......	47,6672	»	4,727,1875	136,325
2° Litharges...........	1,647,52	1,463,28	14,845	»
3° Soles...............	2,451,12	1,293,60	140,845	3,077
4° Abstrichs et abzugs..	927,36	539,84	17,925	»
5° Plomb de réduction..	6,475,28	6,457,50	110,883	1,7675
Somme des produits...	11,548,9472	9,754,22	5,011,6875	141,1695

Ces nombres indiquent des pertes assez notables en métaux :

Sur le plomb plus de 7 p. 100,

Sur l'argent plus de 1 p. 100,

Sur l'or plus de 1 1/2 p. 100.

Les différents produits ont été obtenus dans les proportions suivantes :

Litharges..........	15,60 p.	100 de plomb d'œuvre.
Soles..............	23,10	—
Abstrichs et abzugs..	8,77	—
Plomb de réduction.	61,29	—

En outre on a obtenu dans l'argent en gâteaux :

93,66 p. 100 de l'argent et 95, 10 p. 100 de l'or, contenus dans le plomb d'œuvre.

CONSOMMATIONS. — On a consommé, pour les 186 coupellations :

	m. c.
Bois..................................	5,952,15
Charbon (pour réduction de litharges).....	548,90
Marne pour les soles.....................	3,152 q. m.

Les frais spéciaux de coupellation, rapportés à 1,000 kilogrammes de plomb d'œuvre, ont été de :

	m. c.	fr.	fr.
Bois.........	5,636	à 1,70......	9,581
Charbon......	0,520	à 3,351.....	1,742
Marne........	298 kil.	à 0,652.....	1,943
Main-d'œuvre à l'entreprise.........			4,100
		Total...........	17,366

CONSIDÉRATIONS GÉNÉRALES. — *Consistance de l'usine de Neusohl.* — L'usine comprend :

1° Deux hauts-fourneaux de 7^{m} et 7^{m},90 de hauteur;

2° Trois demi-hauts-fourneaux de 4^{m},42.

Ces appareils ont pour souffleriès des cylindres à simple et à double effet, mis en mouvement par cinq roues hydrauliques. La pression du vent est de 3 centimètres de mercure pour les hauts-fourneaux et de 1^{c},77 pour les demi-hauts-fourneaux.

3° Deux fours de coupellation;

4° Trois fours de grillage pour les minerais;

5° Un hangar pour grillage des mattes;

6° Des aires et magasins : un bocard pour les scories et débris de fourneaux.

PERSONNEL. — L'administration se compose de : un directeur, un comptable, deux essayeurs et trois assistants.

La somme de leurs appointements monte à 6,000 francs.

Les contre-maîtres et ouvriers employés à l'année ou au mois sont au nombre de six, qui occasionnent une dépense annuelle de 4,000 francs.

L'usine occupe en permanence 130 ouvriers pour la conduite des fourneaux, les grillages des minerais et des mattes, les transports, etc. Ils reçoivent de 39,900 francs à 40,000 francs par an, ce qui porte le salaire moyen d'une journée à 1f,03.

Les mines livrent annuellement :

Minerais et schlichs d'argent	55 à 60,000 q.m.
— plombeux	14 à 15,000
En somme	69 à 75,000

Contenant, d'après les essais :

Plomb	5,000 à 5,200 q. m.
Argent	5,200 à 5,300 kil.
Or	110 à 120

L'usine produit, année moyenne :

Argent	5,200 kil.
Or	112

dont la valeur est de 1,470,000 à 1,500,000 francs.

PRIX DE REVIENT. — Pour donner une évaluation plus exacte des frais de traitement, nous considérerons les résultats obtenus pendant l'année 1847.

Les mines ont livré à l'usine :

1° Minerais et schlichs plombeux 13,089 q.m. contenant :

Plomb	5,040 q. m.
Argent	150k,25
Or	16k,24

2° Minerais et schlichs d'argent 56,560qm, contenant :

Argent	5,098k,25
Or	102k,17

Mais, pour avoir les quantités réellement traitées par l'usine, il faut combiner ces nombres avec ceux qui indiquent les minerais et produits existant

au commencement des deux années 1847 et 1848. Il faut ensuite comparer les produits du traitement provenant de 1846 avec ceux obtenus en 1847 et laissés pour 1848, afin d'avoir une base pour l'évaluation approchée des frais de traitement des minerais. Nous avons choisi l'exemple de l'année 1847, parce qu'elle présente une différence assez faible, dans les quantités et teneurs en métaux, de ces produits d'usine; en sorte qu'on peut considérer les dépenses faites comme représentant, à peu près, celles nécessaires pour le traitement métallurgique complet des minerais :

On a soumis au traitement : minerais et schlichs d'argent 55,420 q. m., contenant :

Argent......	5,075k,17	soit p. 1,000 kil.......	0k,9154
Or..........	101 ,25	—	0k,0182

Minerais et schlichs plombeux 12,920 q. m., contenant :

Plomb.....	5,125qm,17	soit p. 1,000 kil.......	396k,00
Argent.....	152k ,35	—	0k,1176
Or........	15k ,235	—	0k,0116

Soit en somme : minerais 68,340 q. m., contenant :

Plomb....	5,125qm,17		
Argent....	5,227k ,52	soit p. 1,000 kil.......	0k,765
Or........	116k ,485	—	0k,017

Rapport du plomb aux métaux précieux : 96 : 1.

Mais il ne faut pas considérer ce nombre comme indiquant la proportion de plomb employé, puisque dans les opérations on ajoute du plomb, des litharges et matières plombeuses provenant des coupellations. Il représente approximativement le plomb *perdu* dans l'extraction de l'or et de l'argent.

Produits. — L'usine a produit, en 1847 :

Argent aurifère	4,726k,960
Contenant or fin	136k,352

La différence entre les métaux obtenus et ceux indiqués par les essais dans les minerais, ne peut pas servir à calculer la perte en argent et or, résultant du traitement, par la raison précédemment exposée, qu'on a joint aux minerais des produits des opérations faites en 1846, et qu'il est resté de même pour l'année suivante des produits différents des précédents en nature et en quantité des opérations faites en 1847.

Dépenses et consommations. — Les consommations et dépenses sont résumées dans le tableau suivant :

		fr.
Bois............	11,365mc,00 à fr. 1,70.......	19,318,80
Charbon de bois.	32,550mc,00 à 3,351	109,095,16
Marne et calcaire.	9,895qm,75 à 0,65	6,432,40
Fonte..........	592qm,48 à 9,10	5,391,75
	A reporter..........	140,238,11

	fr.
Report...........	140,238,11
Matériaux divers	7,322,15
Main-d'œuvre............................	40,997,50
Frais généraux et divers	46,440,00
Administration, surveillance	10,000,00
Total des dépenses.......	244,997,76

Soit pour 1,000 kilogrammes de minerais de plomb et d'argent 37f,315, et pour 1,000 de minerais d'argent (en considérant ceux de plomb comme moyen d'extraction) 44f,206.

Il faut encore ajouter aux frais de traitement la valeur du plomb contenu dans les minerais. Nous en tiendrons compte non pas au prix commercial 53f,10, mais au prix d'achat par l'usine 37f,50 par quintal métrique. La valeur du plomb perdu est de 191,187f,50; ce qui porte la somme des dépenses à 436,185f,26; soit pour 1,000 kilogrammes de minerais d'argent 78f,705. La valeur retirée des 1,000 kilogrammes de minerais étant 256f,785, il est encore resté 178f,08 pour les frais d'acquisition des minerais d'argent et pour les bénéfices.

Le détail des frais de traitement de 1,000 kilogrammes de minerais et schlichs d'argent est résumé dans le tableau suivant :

		fr.
Bois.............	2mc,050............	3,485
Charbon..........	5mc,875.............	19,687
Marne et calcaire...	178 kil.............	1,164
Fonte.............	10k,72............	0,912
Matériaux divers	....	1,321
Main-d'œuvre......	7j,26...............	7,361
Administration, surveillance	....	1,804
Frais généraux et divers	....	8,472
Plomb des minerais.	92k,06	34,499
	Soit en somme.............	78,705

Traitement pour cuivre. — Le traitement des mattes désargentifiées pour cuivre est fait à l'usine de Tajova, par une méthode fort analogue à celle employée à Felsőbánya et précédemment décrite. Nous ne pensons pas devoir entrer à ce sujet dans de nouveaux détails.

Considérations sur les méthodes suivies à Nagybánya et dans la basse Hongrie. — Les deux méthodes de traitement des minerais argentifères et aurifères présentent entre elles des différences qui dépendent en grande partie de la nature des minerais.

A Nagybánya, le procédé a été introduit d'une fois; après avoir reconnu sa supériorité, on n'a pensé à le perfectionner que dans les détails. Dans le

district de Schemnitz on a cherché et on cherche encore à modifier l'ancienne méthode, en introduisant celles des opérations faites dans les usines de Fernesy et Kapnick, qui semblent s'appliquer avec le plus d'avantages aux minerais plus riches en argent, plus quartzeux et bien moins pyriteux que ceux traités dans la Hongrie orientale.

Les différences essentielles entre les deux méthodes se bornent à deux points.

Première différence. — A Neusohl, on n'a pas adopté la fonte des minerais pauvres, dite Armverbleiüng ; on commence par passer tous les minerais pauvres dans une fonte de concentration, afin d'obtenir une matte qu'on puisse réunir, après grillage, avec les minerais riches. Il en résulte plus d'unité et de simplicité dans la série des opérations; mais peut-être aussi une perte plus grande en or et en argent. Il est impossible de déterminer avec assez d'exactitude la proportion des métaux perdus, et par conséquent de comparer les deux méthodes sous ce rapport : il faudrait pour faire cette comparaison qu'elles fussent appliquées ensemble, sur les mêmes minerais et pendant un temps assez long, dans la même localité.

Seconde différence. — Les minerais pyritueux et très-chargés d'oxyde de fer, que livrent aux usines les anciens travaux repris dans les mines du district de Nagybánya, permettent de ne pas passer les scories riches dans les fontes des minerais. On trouve à cela l'avantage d'économiser le combustible et de perdre moins d'or. Mais on doit traiter spécialement toutes les scories riches, afin d'en extraire, à l'aide des pyrites très-pauvres, les métaux utiles qu'elles renferment. Cette opération exige peu de frais et donne des résultats avantageux.

L'absence presque complète des pyrites dans la basse Hongrie ne permet pas de suivre la même méthode ; il est impossible de faire une fonte spéciale des scories riches, et par conséquent il faut passer dans les fontes des minerais toutes les scories qui ne sont pas assez pauvres pour êtres perdues, et qui sont assez basiques pour servir de fondants aux gangues quartzeuses des minerais.

Au point de vue économique, les nombres que nous avons cités précédemment, relatifs aux frais de traitement de 1,000 kilogrammes de minerais, établissent un grand avantage en faveur de la méthode de Nagybánya. Il résulte d'une consommation moins forte en charbon, et surtout du prix moins élevé du combustible, et d'une perte moins grande en plomb.

Les consommations en charbon pour le traitement de 1,000 kilogrammes de minerais d'argent et de plomb sont :

A Fernesy, 3^{mc},67

A Neusohl, 4^{mc},762.

Quant au plomb, on emploie 57 et 85 kilogrammes de métal pour le traitement de 1,000 kilogrammes de plomb et d'argent. Nous réunissons dans la note 4, placée à la fin du mémoire, plusieurs nombres intéressants, qui se rapportent aux richesses des minerais traités à Fernesy et à Neusohl.

CHAPITRE QUATRIÈME.

TRAITEMENT DES MINERAIS D'ARGENT DANS LE BANAT ET A SCHMOLLNITZ EN HONGRIE.

Les usines établies à Orawicza (Banat) et à Schmöllnitz (Hongrie) sont placées dans des conditions tout à fait spéciales; elles reçoivent des minerais cuivreux, plus ou moins pauvres, et contenant une proportion d'argent assez élevée pour qu'on doive l'extraire. Les mines ne produisent pas de minerais plombeux, et par conséquent les méthodes précédemment exposées ne sont pas applicables.

On suit dans ces usines un procédé tout spécial; on concentre l'argent dans le cuivre noir et on soumet ce produit à l'amalgamation. C'est principalement par le mode de séparation du cuivre et de l'argent que ce procédé diffère de ceux adoptés dans d'autres contrées; nous pensons que l'amalgamation du cuivre noir n'est en usage que dans ces deux localités, Orawicza et Schmöllnitz.

Nous n'aurons besoin de considérer qu'une seule de ces deux usines, qui suivent le même procédé, et nous choisirons celle d'Orawicza[1].

USINES D'ORAWICZA (BANAT). — Les usines d'Orawicza reçoivent des minerais très-pauvres en cuivre et en argent, qui proviennent presque en totalité des mines des particuliers. Ils sont vendus sous des conditions spéciales qui influent beaucoup sur la prospérité des usines.

Les minerais sont reçus et essayés avec les formalités ordinaires, et admis en compte pour une valeur fixée par un tarif analogue à celui que nous avons exposé précédemment. Mais, en outre, à la fin de chaque année, les comptes de l'usine sont réglés, et les pertes comme les bénéfices sont répartis entre les particuliers et l'État, d'après des règles fixées par l'administration des mines.

Depuis plusieurs années, les mines produisent des minerais très-pauvres,

1. Le procédé d'amalgamation du cuivre noir a été déjà décrit par M. de Chancourtois (*Annales des mines*, 4e série, t. X, p. 577). Ce mémoire nous permettra d'abréger beaucoup notre description.

les usines traitent à perte, et les particuliers, loin de bénéficier, doivent venir en aide à l'État. Pour sortir à tout prix de cette fâcheuse position, les propriétaires des mines cessent presque complétement l'exploitation, afin de forcer l'État à acheter leurs mines. Il faudra, du reste, de longues années de tranquillité pour ramener l'exploitation des mines à une situation prospère.

Division des minerais — Les minerais sont divisés en deux classes :

1° Les minerais argentifères traités dans l'usine de Cziklova, voisine de la ville d'Orawicza ;

2° Les minerais cuivreux, ne contenant pas d'argent, envoyés à une usine établie dans la ville même d'Orawicza.

Nous ne décrirons pas le traitement pour cuivre adopté dans cette usine; il se compose d'une fonte de concentration et d'une fonte pour cuivre noir, et ne présente comme particularité que les difficultés résultant de la nature peu sulfureuse, de la pauvreté des minerais, et de la quantité insuffisante de pyrite de fer que l'usine peut se procurer.

Les minerais cuivreux arsenicaux non argentifères ne sont pas traités à Orawicza, parce qu'ils altéreraient la qualité du cuivre ; ils sont envoyés à l'usine de Cziklova, dans laquelle le même effet n'est pas à craindre, parce que la plus grande partie des minerais argentifères contiennent en même temps de l'arsenic.

Usine de Cziklova. — L'usine serait placée dans des conditions très-favorables, si les mines produisaient des minerais suffisamment riches. Le voisinage du bassin houiller de Steierdorf lui assure du combustible, houille et coke, d'excellente qualité et à des prix très-modérés. Malheureusement les minerais, très-peu sulfureux, rendent à peine 2 1/2 p. 100 de cuivre et 6 à 7 grammes d'argent aux 100 kilogrammes.

La méthode complète de traitement des minerais se divise en trois parties :

1° Production du cuivre noir contenant tout l'argent ;

2° Amalgamation du cuivre noir;

3° Traitement pour cuivre des résidus cuivreux de l'amalgamation.

Première partie. — *Production du cuivre noir.* — Le traitement des minerais pour cuivre noir se compose de cinq opérations :

1° Première fonte de concentration, produisant une matte encore assez pauvre et des scories qui peuvent être jetées;

2° Grillage de la première matte à trois feux, en tas et sous un hangar;

3° Seconde fonte de concentration;

4° Grillage de la seconde matte à trois feux ;

5° Fonte pour cuivre noir de la seconde matte grillée. Cette dernière opé-

ration produit du cuivre noir et une petite quantité de matte, laquelle est grillée en même temps que la seconde et passée dans la même opération [1].

Toutes les fontes sont faites dans des hauts fourneaux de 5^{m},688, dont la disposition a été déjà donnée dans les *Annales des mines* (t. X, 4e série.)

Les tas de grillage des mattes contiennent 168 quintaux métriques, et chaque feu dure environ dix jours. Ces grillages rapides sont faits à une température assez élevée. Il faut, en effet, que l'action du feu soit assez énergique pour expulser une forte proportion de l'arsenic, et en même temps que l'oxydation soit peu avancée, afin que les mattes grillées renferment encore une quantité de soufre suffisante pour produire dans la fonte suivante la proportion convenable de matte.

On brûle pour trois feux et pour 168 quint. métr. :

Bois....................	10^{mc},509
Charbon................	1^{mc},750

soit, pour 1,000 kilogrammes de matte :

Bois....................	0^{mc},617
Charbon................	0^{mc},100

La main-d'œuvre est payée à l'entreprise 0^{f},226 pour 1,000 kilogrammes de matte et pour les trois feux.

Les frais de grillage sont, d'après ces nombres, et pour 1,000 kilogrammes de matte à trois feux :

			fr.	fr.
Bois...........	0^{mc},617	à	1,50....	0,925
Charbon.......	0^{mc},10	à	3,10....	0,310
Main-d'œuvre			....	0,226
			Frais de grillage.....	1,461

Nous n'entrerons pas dans les détails des différentes fontes; nous nous bornerons à exposer les résultats obtenus en 1844 [2].

Première fonte crue. — On a fondu au haut-fourneau, en neuf campagnes, dont la durée moyenne a été de 18^{j},80 :

Minerais.........	10,693^{qm},76	tenant cuivre	260^{qm},40	arg.	82^{k},04
Crasses diverses...	44^{qm},80	—	1^{qm},30	—	0^{k},56
Scories riches....	1,708^{qm},00	dont la teneur de cuivre n'a pas été déterminée.			

1. La méthode de Cziklova comprend un grillage et une fonte de plus que celle d'Oravicza : cette complication est rendue nécessaire par la présence d'une forte proportion d'arsenic qu'il importe de chasser autant que possible, parce qu'il est également nuisible à l'amalgamation d'abord et ensuite à la qualité du cuivre obtenu.

2. Nous choisissons 1844, parce que c'est la plus récente année pour laquelle nous ayons trouvé dans les registres une comptabilité spéciale pour Cziklova. Depuis cette époque on n'a tenu compte que des deux usines ensemble.

Les minerais ont pour gangues dominantes le quartz et les calcaires, et quelques-uns une roche diorite ; aussi leur association en proportion convenable donne un lit de fusion très-difficile à fondre, même avec addition de 16 p. 100 de scories. On a passé en vingt-quatre heures 63 quintaux métriques de minerais.

Produits. — Les fontes ont donné les produits suivants :

Matte....	3,460qm,80	tenant cuivre...	300qm,72	argent....	72k,80
Crasses..	58qm,80	—	9qm,07	—	0k,30

Soit 32,46 p. 100 de matte contenant pour 1,000 kil. :

Cuivre......... 87 kil. argent... 0k,209

Ces nombres indiquent une perte considérable en argent, supérieure à 10 p. 100. Elle peut être attribuée, soit à l'imperfection des essais, soit à la volatilisation due à la présence de l'arsenic en grande proportion.

Consommations. — On a brûlé :

Coke de Steierdorf..........................	1,092mc,18
Charbon de bois......................	602mc,30

Soit pour 1,000 kilogrammes de minerais :

	m.c.		kil.
Coke.............	1,021	en poids.....	408,40
Charbon de bois....	0,563	—	106,97
	1,584		515,37

Frais. — Les frais de la fonte crue rapportés à 1,000 kil. sont :

	kil.	fr.	fr.
Coke..............	408,40	à 1,20....	5,02
Charbon...........	107,00	à 1,63.....	1,744
Main-d'œuvre spéciale.	1j,26	à 0,85.....	1,070
Réparations et divers.................			1,250
Frais spéciaux..........			9,084

Deuxième opération. — *Grillage des mattes.* — Les mattes sont grillées en tas et à trois feux, ce qui consomme :

Bois.............	213mc,48
Charbon..........	34mc,60

Et coûte 1f,361 pour 1,000 kil.

Troisième opération. — *Seconde fonte pour matte.* — La fonte est faite dans un haut-fourneau pareil à celui qui sert pour la première opération. On n'ajoute pas de scories, mais bien une certaine proportion de quartz destiné à fondre l'oxyde de fer produit par le grillage.

On a fondu en six campagnes, dont la durée moyenne a été seulement de 8j,60 :

	q. m.		q. m.		k.
1res mattes grillées..	3,499,45	tenant cuivre	309,00	arg.	83,44
Crasses diverses....	154,00	—	5,04	—	2,17
Quartz............	375,76 soit 10,73 p. 100 de matte.				

On a passé en vingt-quatre heures $67^{qm},77$ de matte, en consommant :

Coke	$211^{mc},62$ p. 1,000 kil. de matte.		$0^{mc},605$
Charbon de bois.....	$426^{mc},79$	—	$1^{mc},220$[1].

PRODUITS. — On a obtenu les produits suivants :

	q. m.	Cuivre. q. m.	Argent. k.
Seconde matte...	1,304,80	310,24	91,05
Crasses.........	61,60	1,29	0,35
En somme...	1,366,40	311,53	91,40

La seconde matte est obtenue dans la proportion de 37,25 p. 100 de la première; elle contient, pour 1,000 k. :

Cuivre...............	$240^{k},00$
Argent	$0^{k},700$

FRAIS. — Les frais spéciaux de la fonte, rapportés à 1,000 k. de première matte grillée, sont de $9^{f},456$.

	m. c.	k.	fr.
Coke................	0,605	= 242,00...	2,904
Charbon.............	1,22	= 231,80...	3,778
Main-d'œuvre spéciale.	$1^{j},27$.............		1,075
Quartz	107 k. à $0^{f},42$.....		0,449
Réparations et divers.....................			1,250
Somme des frais.......			9,456

QUATRIÈME OPÉRATION. — *Grillage des secondes mattes.* — Les mattes produites par la seconde fonte sont grillées en tas et à neuf feux. Les frais de grillage sont, pour 1,000 k. et pour les neuf feux :

	m. c.	fr	fr.
Bois...........	1,851	à 1,50....	2,776
Charbon	0,35	à 3,10....	1,085
Main-d'œuvre			0,678
Frais de grillage....			4,539

On a brûlé, pour griller $1,304^{qm},80$ de matte :

Bois.............................	$241^{mc},45$
Charbon........................	$45^{mc},675$

1. Dans cette fonte on emploie le charbon de bois en plus forte proportion; la consommation en volume paraît plus grande; elle est réellement moindre; en poids on a consommé :

Coke....................	$242^{k},00$	= $473^{k},80$.
Charbon.................	$231^{k},80$	

CINQUIÈME OPÉRATION. — *Fonte pour cuivre noir.* — La fonte pour cuivre noir est faite également au haut-fourneau; on passe, avec les mattes grillées, les crasses les plus riches provenant des différentes opérations, et la proportion de quartz nécessaire pour scorifier l'oxyde de fer produit par le grillage.

On a fondu en 1844, en deux campagnes, dont la durée moyenne a été de dix jours :

	q. m.		q. m.		k.
Mattes grillées ...	1,397,76	tenant cuivre.	366,80	argent.	98,840
Crasses diverses..	453,04	—	6,16	—	1,557
Quartz.........	174,14 soit 12,44 p. 100 de mattes.				

On a passé dans un jour 69qm,888 de mattes, en consommant :

Coke.............	80mc,56	soit p. 1,000 kil. de matte.	0mc,57
Charbon de bois....	171mc,50	—	1mc,225

La consommation a donc été tout à fait la même que dans la seconde fonte de concentration.

PRODUITS. — On a obtenu :

	q. m.	Cuivre. q.m.	Argent. k.
Cuivre noir......	510,16	347,20	88,970
Matte...........	112,00	62,16	7,840
Crasses..........	37,52	7,84	2,395
Total.....	659,68	417,20	99,205

Le cuivre noir est produit dans la proportion de 36,45 p. 100 de mattes; il contient, pour 1,000 k. :

Cuivre.................	680k,00
Argent................	1k,745

La matte a été obtenue dans le rapport de 8 p. 100; elle tient, pour 1,000 kil. :

Cuivre.................	563k,60
Argent................	0k,712

Elle n'est, par suite, pas beaucoup moins riche que le cuivre noir. Cette matte est grillée à neuf feux et passée ultérieurement dans la fonte pour cuivre noir.

FRAIS. — Les frais spéciaux du traitement de 1,000 kil. de matte, dans la fonte pour cuivre noir, sont de 9f,377 :

	m. c.	k.	fr.
Coke................	0,57	= 228,00.....	2,736
Charbon	1,225	= 232,75.....	3,791
Main-d'œuvre spéciale..	1j,27		1,075
Réparations et divers......................			1,250
Quartz..............	125k..............		0,585
		Somme des frais.......	9,377

Les détails qui précèdent permettent d'apprécier les conditions économiques de la production du cuivre noir.

Le traitement de 10,693qm,76 de minerais a produit :

Cuivre noir.... 510qm,16 tenant cuivre pur. 347qm,20 arg. 88k,97

La quantité de cuivre obtenue est bien plus grande que celle indiquée par les essais : l'augmentation s'explique facilement; l'usine ne tient pas compte du cuivre dans la réception des minerais très-pauvres : leur valeur est calculée seulement d'après l'argent contenu.

Les principales consommations et dépenses ont été :

	m. c.	fr.	fr.
Bois de grillage........	454,93	à 1,50...........	682,40
Charbon de bois........	1,280,865	à 3,10...........	3,970,68
Coke.................	1,384,36	à 4,80...........	6,644,93
Quartz................	549,90	à 0,42...........	230,96
Main-d'œuvre spéciale des fontes, 1,969j,25			1,673,86
— des grillages à l'entreprise............			168,10
Direction, surveillance, frais généraux et divers......			4,650,25
Somme des dépenses...............			18,021,18
Soit pour 1,000 kil. de minerais..........			16,85
Et — de cuivre noir........			353,35

Voici, du reste, le détail des dépenses et consommations, pour 1,000 kil. de cuivre noir :

	m. c.	fr.
Minerais..................	20t,968...............	»
Bois...........	8,921..........................	13,38
Charbon.......	25,117..........................	77,85
Coke..........	27,137..........................	130,30
Quartz.........	1,080..........................	4,53
Main-d'œuvre spéciale des fontes, 38j,60............		32,82
— des grillages........................		3,30
Direction, surveillance et divers		91,17
Total............		353,35

Seconde partie. — *Amalgamation du cuivre noir.* — L'amalgamation du cuivre noir exige trois opérations :

1° Pulvérisation du cuivre noir, chauffé au rouge, sous les pilons d'un bocard et sous des meules ;

2° Grillage et chloruration dans un four à réverbère ;

3° Amalgamation dans des tonnes tournantes.

Nous n'insisterons pas sur ces différentes opérations, décrites en détail dans le Mémoire précédemment cité, de M. de Chancourtois : nous pensons cependant devoir nous arrêter un instant sur l'opération principale, la chloruration et le grillage du cuivre noir.

On charge dans un four à réverbère le cuivre noir bien pulvérisé et mélangé intimement avec de la pyrite de fer et du chlorure de sodium, dans la proportion de : 5 p. 100 de pyrites de fer et 12 p. 100 de sel.

Le four est porté au rouge au moment de la charge, en sorte que les matières s'échauffent assez rapidement jusqu'au point où le grillage commence. Il faut alors maintenir la température stationnaire, brasser fréquemment pour renouveler les surfaces, jusqu'à ce que l'oxydation soit complète : ce grillage exige environ huit heures. On élève ensuite la température jusqu'au rouge, afin de déterminer la réaction du chlorure de sodium, et on maintient le coup de feu pendant une heure, puis on retire les matières du four pour les soumettre à l'amalgamation.

Dans cette opération, le grillage à très-basse température a pour but d'oxyder le soufre, l'arsenic et les métaux, en laissant le chlorure de sodium sans action chimique. On atteint ce résultat assez convenablement, et à la fin du grillage les matières contiennent : l'argent, le cuivre et même une partie du fer, à l'état de sulfates et arséniates, mélangés avec une certaine proportion d'oxydes de fer et de cuivre et avec le sel resté inerte. La proportion des métaux qui restent à l'état d'oxydes, dépend principalement du soufre contenu dans le cuivre noir et dans la pyrite ajoutée. Il serait nécessaire de réduire autant que possible la proportion du soufre, afin de n'avoir à l'état de sulfate que l'argent.

Mais pour arriver certainement à la sulfatisation complète de l'argent, il faut faire passer à l'état de sulfates une certaine quantité de cuivre et de fer. Dans le coup de feu qui termine l'opération, le chlorure de sodium agit seulement sur les sulfates et arséniates, avec production de sels de soude et de chlorures d'argent, cuivre et fer.

La formation du chlorure d'argent est le résultat qu'on cherche à obtenir; mais celle des chlorures de cuivre et fer est nuisible pour plusieurs motifs. D'abord elle emploie inutilement une certaine quantité de sel; ensuite ces chlorures, celui de fer principalement, sont volatils et entraînent toujours une proportion sensible du chlorure d'argent; enfin, la partie non volatilisée de ces chlorures rend l'amalgamation plus difficile et moins économique.

Le procédé de grillage et chloruration est donc défectueux : 1° en ce qu'il exige une proportion trop grande de chlorure de sodium; 2° en ce que les chlorures de fer et cuivre produits en notable quantité, causent par leur volatilisation une perte en argent et en cuivre, et nuisent ensuite à l'amalgamation. D'un autre côté, le procédé présente des avantages très-marqués, par suite du mélange intime des matières avant le chargement; la réaction du chlorure de sodium est facile, et l'argent se transforme complétement en chlorure.

Il est fort difficile de décider, sans des expériences précises et continuées longtemps, si ce procédé doit rester tel qu'il a été pratiqué jusqu'à présent, ou si on devra le modifier pour le rendre plus ou moins analogue à la méthode de grillage et chloruration de M. Augustin.

Dans cette méthode, appliquée jusqu'ici seulement à des mattes argentifères, on sépare les deux opérations, grillage et chloruration. Le grillage est terminé par un coup de feu assez violent pour décomposer le sulfate de fer et la plus grande partie du sulfate de cuivre. On introduit alors le sel, en abaissant la température par l'addition d'une certaine quantité de matte préalablement grillée et refroidie.

Le chlorure de sodium agit sur les sulfates et les transforme en chlorures. (Voir à la fin du mémoire la note 3.)

Cette méthode présente un avantage marqué sur le procédé de Cziklova, c'est la décomposition préalable de la majeure partie des sulfates, autres que celui d'argent, d'où résultent une moins forte consommation de sel, et une perte moindre en argent et en cuivre. Mais elle paraît ne pas donner une chloruration aussi complète de l'argent; et peut-être même la perte de l'argent par volatilisation n'est-elle pas moindre, par suite de la température très-élevée du four, au moment où on introduit le sel.

En nous abstenant de nous prononcer dans la comparaison du procédé de Hongrie et la méthode de chloruration appliquée par M. Augustin, nous devons indiquer une troisième méthode qui peut-être serait applicable aux cuivres noirs. Nous voulons parler de la méthode de M. Ziervogel, expérimentée maintenant au Mansfeld et à Freyberg.

Dans le procédé Ziervogel les mattes cuivreuses et argentifères sont grillées au réverbère à une température de plus en plus élevée. Les métaux se transforment en oxydes et en sulfates, et ces derniers sont décomposés quand la température atteint le rouge vif. Le sulfate de fer se décompose le premier, celui de cuivre résiste davantage, mais peut cependant être presque complétement décomposé avant que le sulfate d'argent ne perde son acide. On cherche à conduire le grillage au point où le sulfate d'argent résiste encore, tandis que le sulfate de fer est entièrement et le sulfate de cuivre presque complétement décomposé. Il reste alors à dissoudre le sulfate d'argent dans l'eau et à précipiter l'argent par le cuivre.

Ce procédé était encore peu connu au moment de notre passage à Cziklova et à Schmöllnitz.

Troisième partie. — *Traitement des résidus de l'amalgamation.* — Les boues cuivreuses, résidu de l'amalgamation, contiennent le cuivre à l'état d'oxyde; on les retire des bassins, on les sèche à l'air libre, et on les mélange avec du charbon pulvérisé et de la pyrite de fer.

On emploie 6 p. 100 de charbon;
25 p. 100 de pyrite.

Le mélange, façonné en briquettes, est fondu au demi-haut-fourneau, ce qui donne :

1° Du cuivre noir;
2° Une matte très-riche;
3° Des scories.

Le cuivre noir est affiné au four dit spleissofen. La matte est grillée en tas, à onze feux, puis passée dans une fonte spéciale pour les produits très-impurs de l'affinage.

Les scories sont ordinairement jetées.

Le cuivre obtenu de cette manière est très-impur; on a bien soin de le vendre dans le pays et de ne pas l'expédier à Pesth ou à Vienne en même temps que le cuivre plus pur, fabriqué à l'usine d'Orawicza.

EXEMPLE. — *Amalgamation en* 1847. — Nous citerons, comme exemple, le détail des opérations [1] (amalgamation et traitement des résidus) faites en 1847.

On a mis en traitement :

Cuivre noir....	789qm,04 tenant cuivre...	649qm,65	argent...	199k,535
Soit pour 1,000 k.	—	822k,35	—	2k,525

On a produit :

Argent................	195k,615		
Résidus cuivreux.......	985qm,25	tenant cuivre..............	632qm,24

On a consommé :

Mercure............	92k,40	soit p. 1,000 k. de cuivre noir....	1k,170
Pyrite de fer........	31qm,56	—	40k,00
Chlorure de sodium..	94qm,88	—	120k,00
Bois pour grillage...	462mc,806	—	5mc,858
Charbon...........	35mc,640	—	0mc,450
Main-d'œuvre.......	1,366 jours	—	17j,29

Traitement des résidus cuivreux. — On a fondu en trois campagnes et demie, dont la durée moyenne a été de 6j,65 :

	q. m.		q. m.
Résidus cuivreux...........	985,25	tenant cuivre............	632,24
Pyrite de fer..............	39,20	soit p. 1,000 k. résidus....	39,75
Charbon............... ..	19,04	—	19,40
Scories..................	1,910,91	—	1,940,00

1. Les résultats obtenus en 1847 ont été plus favorables que ceux de 1844, et se rapportent bien mieux aux circonstances dans lesquelles la méthode peut être appliquée avec avantage. Nous aurions de même choisi l'année 1847 pour l'exemple de la production du cuivre noir, si les registres des deux usines avaient été tenus séparément.

On passé dans un jour 42qm,83 de résidus.

On a obtenu :

	q. m.			q. m.
Cuivre noir.......	549,08	tenant cuivre......		509,04
Matte............	135,52	—		83,44
Crasses..........	28,00	—		2,24
Total.......	712,60	—		594,72

Ces nombres indiquent que les scories ont dû être assez riches, puisque la différence entre le cuivre contenu dans les produits et le métal mis en traitement s'élève à 37qm,52, soit à 5,90 p. 100.

Le cuivre noir et la matte ont été produits dans la proportion de 55,73 et 13,70 p. 100 de résidus cuivreux; ils contiennent pour 1,000 kilogrammes :

	Cuivre noir.	Matte.
Cuivre.........	927k,11	615k,50

Consommations. — On a brûlé dans les trois campagnes et demie 391mc,230 de charbon de bois.

Pour 1,000 kilogrammes de résidus cuivreux, répondant à 800 kilogrammes de cuivre noir argentifère soumis à l'amalgamation, on a consommé et dépensé :

		fr.	fr.
Charbon..................	3mc,995	à 3,10.......	12,375
Pyrite de fer..............	39k,80	à 1,00.......	0,398
Main-d'œuvre spéciale......	1j,50	à 0,85.......	1,275
Manœuvres, réparations et divers..................			1,250
			15,298

Traitement des mattes et des produits arsenicaux de l'affinage du cuivre noir. — La matte et le speiss qui se forme dans l'affinage, sont d'abord grillés à onze feux, puis fondus au demi-haut-fourneau, avec les crasses et les scories. Cette opération n'est faite qu'à des intervalles assez longs, quand on a pu en amasser une quantité assez grande. En 1847, on a traité : matte et speiss, 1,296qm,40, tenant cuivre, 501qm,76.

Le grillage à onze feux a exigé :

Charbon ..	45mc,70	soit p. 1,000 kil. de matte....	0mc,354
Bois......	247mc,50	—	1mc,915
Main-d'œuvre à l'entreprise			0f,83

La matte grillée a été fondue en trois campagnes et demie, dans un demi-haut-fourneau : la durée moyenne de chacune a été de huit jours trois huitièmes.

On a fondu :

Matte grillée.......	1,296qm,40	tenant cuivre noir......	501qm,76
Crasses d'affinage...	»	—	5qm,25

Scories............	929qm,60 soit p. 1,000 k. de matte.......		720k,60
Quartz...........	930qm,00	—	721k,00

On passé en vingt-quatre heures 49qm,84 de matte, en consommant :

Coke.............	12mc,195 p. 1,000 kil. de matte....		0mc,100
Charbon de bois...	486mc,99	—	3mc,775

PRODUITS. — Les fontes ont donné les produits suivants :

	q. m.		q. m.
Cuivre noir........	426,72	tenant cuivre......	359,52
Matte..............	206,64	—	127,68
Crasses...........	78,40	—	10,64
	711,76	—	497,84

Le cuivre noir et la matte ont été produits dans la proportion de 33 p. 100 et 15,82 p. 100.

Ils contiennent, pour 1,000 k. :

	Cuivre noir.	Matte.
Cuivre.......	842k,50	618 kil.

FRAIS. — Les frais de la fonte, rapportés à 1,000 k. de matte ont été :

		fr.
Coke....................	0mc10....	0,480
Charbon	3mc,775...	11,702
Quartz..................	721 kil.....	3,028
Main-d'œuvre spéciale	1j60.....	1,375
Réparations, etc.....................		1,250
Total.....................		17,835

AFFINAGE DU CUIVRE NOIR. — L'affinage est fait dans le four nommé spleiss-ofen, et donne du cuivre en rosettes, mais désigné dans le commerce sous le nom de *spleiss kupfer*, mot qu'on pourrait traduire par cuivre brut.

Avec huit soles on a pu faire cent une opérations, et traiter 906qm,64 de cuivre noir, tenant environ 92 p. 100 de cuivre pur.

On a obtenu :

Cuivre affiné......... 754qm,32 soit 83 p. de cuivre noir.
Crasses diverses tenant en cuivre 78qm,55

CONSOMMATIONS. — On a consommé :

Charbon pour chauffer les bassins....	8mc,505
Bois pour chauffer le four..........	687mc,406
Plomb pour aider l'affinage.........	7qm,84
Argile et brasque..................	8mc,505

FRAIS. — Les frais d'affinage, rapportés à 1,000 k. de cuivre noir, ont été :

		fr.
Charbon.........	0^{mc},113.........	0,350
Bois.............	7^{mc},60..........	11,40
Plomb...........	8^{k},70...........	0,304
Argile et brasque.	0^{mc},113.........	0,530
Main-d'œuvre.....	5^{j},60...........	6,520
Divers...........................		2,55
Frais d'affinage		21,654

Nous allons compléter l'exposé des conditions économiques du procédé d'amalgamation, en donnant le détail des frais d'amalgamation et de traitement des résidus cuivreux, rapportés à 1,000 k. de cuivre noir argentifère, mis en opération.

Amalgamation :

	k.	fr.	fr.
Mercure...........	1,17 à	6,50...	7,605
Pyrite de fer.......	40,00 à	1,00...	0,400
Chlorure de sodium..	120,00 à	2,50...	3,00
Bois...............	5^{mc},858 à	1,50...	8,787
Charbon............	0^{mc},45 à	3,10...	1,395
Main-d'œuvre	17^{j},29..........		19,295
Réparations et divers.................			2,525
Total des frais.............			43,007

Traitement des résidus cuivreux pour cuivre noir :

		fr.
Charbon............	4^{mc},995.....	15,484
Pyrite de fer........	50 kil.......	0,500
Main-d'œuvre spéciale	1^{j},90	1,615
Manœuvres et divers...............		1,555
Total des frais.............		19,154

Traitement de la matte impure :

			fr.
Grillage,	charbon.............	0^{mc},053........	0,164
	Bois................	0^{mc},289........	0,334
	Main-d'œuvre à l'entreprise............		0,125
Fonte,	coke................	0^{mc},015........	0,070
	Charbon	0^{mc},570........	1,767
	Main-d'œuvre.........	0^{j},24..........	0,204
	Réparations et divers.................		0,182
	Quartz..............	108^{k},87........	0,457
	Total des frais............		3,303

Affinage au spleissofen :

		fr.
Charbon..............	0^{mc},09.......	0,280
Bois..................	6^{mc},08.......	9,120
Plomb................	6^{k},96.......	0,262
A reporter.................		9,662

			fr.
	Report		9,662
Argile		$0^k,10$	0,421
Main-d'œuvre		$4^j,48$	5,216
Réparations et divers			2,040
	Total des frais		17,339

Soit, en somme, pour le traitement complet de 1,000 k. de cuivre noir argentifère .... $82^f,903$.

Et pour le traitement de 1,000 kil. de minerais, rendant 40 kil. de cuivre affiné et $0^k,125$ d'argent :

	fr.
Traitement pour cuivre noir	16,85
Amalgamation; fonte des résidus cuivreux; affinage	4,145
Total	20,995

La valeur retirée des minerais est de $81^f,85$.

Il n'y a pas lieu de comparer cette méthode à celles que nous avons précédemment décrites, et qui sont appliquées dans des conditions entièrement différentes. Il nous manque, du reste, un élément essentiel de la comparaison, la perte en cuivre et en argent. Elle doit être bien plus forte dans le procédé d'amalgamation du cuivre noir, et ne peut pas être évaluée à moins de 20 p. 100 des métaux contenus.

On ne comprend pas au premier abord pourquoi la méthode d'amalgamation est appliquée au cuivre noir et non pas à la seconde matte. Il semblerait plus simple de traiter la matte facile à pulvériser, et contenant le soufre nécessaire à la sulfatisation des métaux.

Trois raisons principales ont conduit au procédé actuel d'amalgamation du cuivre noir.

1° Les minerais sont très-pauvres en cuivre et en argent; il est donc important de réduire autant que possible les frais assez élevés de l'amalgamation, en l'appliquant au cuivre noir, lequel est nécessairement en proportion beaucoup plus faible que la matte.

2° La matte contient beaucoup d'arsenic, nuisible dans l'amalgamation, et ce minéral est chassé en grande partie par le traitement du cuivre noir.

3° La matte contient une proportion de fer très-grande, et le fer est encore plus nuisible que l'arsenic dans les opérations du grillage et de la chloruration, quand on fait d'avance le mélange de chlorure de sodium.

Pour la première raison, le procédé Ziervogel devra être essayé sur le cuivre noir et non pas sur la matte.

Tout l'argent aurifère est maintenant envoyé à Kremnitz ou à la Monnaie de Vienne, et là se fait la séparation des deux métaux par l'acide sulfurique. (Voir note 5.)

NOTES.

NOTE 1.

Tableau de la production des usines de la Hongrie et de la Transylvanie, en 1847.

La production peut être divisée en deux parties : 1° celle des usines impériales et royales, qui traitent les minerais extraits dans les mines appartenant au gouvernement, et dans celles qui sont exploitées par les particuliers ; 2° la production des usines qui sont encore entre les mains des particuliers.

1° PRODUCTION DES USINES IMPÉRIALES ET ROYALES.

NOMS DES USINES.	OR.	ARGENT.	MERCURE.	CUIVRE.	PLOMB.	LITHARGE.	ZINC.	FONTE BLANCHE.	FONTE GRISE.	ANTIMOINE.	SULFATE DE FER.	COBALT.	SOUFRE.	ALUN.
		kil.	kil.	q. m.	q. m.	q. m.	q. m.	q. m.	q. m.	q. m.	kil.	q. m.	q. m.	q. m.
Schemnitz et Kremnitz	470	12.418	»	»	2.867	3.439	»	»	»	»	»	»	»	»
Neusohl	3	932	»	2.681	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»
Magurka	»	»	»	»	»	»	»	»	»	1.955	»	»	»	»
Schmöllnitz	»	2.528	»	9.142	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»
Nagybánya	170	4.326	»	814	23	2.373	»	»	»	»	»	»	17	»
Zalatna	343	1.302	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»
Libethen	»	»	»	»	»	»	»	4.689	243	»	»	»	»	»
Poinik	»	»	»	»	»	»	»	3.222	55	»	»	»	»	»
Rohnitz	»	»	»	»	»	»	»	26.131	4.981	»	»	»	»	»
Theissholz	»	»	»	»	»	»	»	11.632	241	»	»	»	»	»
Dyosgyor	»	»	»	»	»	»	»	28.009	676	»	»	»	»	»
Strumbuli	»	»	»	»	»	»	»	2.546	2.942	»	»	»	»	»
Bogschau	»	»	»	»	»	»	»	20.314	180	»	»	»	»	»
Reschicza	»	»	»	»	»	»	»	5.554	6.454	»	»	»	»	»
Vayda-Hunyad	»	»	»	»	»	»	»	1.853	694	»	»	»	»	»
Hradisch	»	»	»	»	»	»	»	2.484	112	»	»	»	»	»
Turna-Kemeti	»	»	»	»	»	»	»	7.528	»	»	»	»	»	»
Orawicza	»	»	»	»	»	»	277	»	»	»	»	»	2.431	»
Radoboi	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»
Somme	986	21.506	»	12.637	2.890	5.812	277	113.962	16.578	1.955	»	»	2.448	»

Schemnitz	127	4.304	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»
Neusohl	113	»	»	425	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»
Schmöllnitz	»	1.948	»	5.621	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»
Nagybánya	92	3.725	»	1.352	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»
Zalatna	122	665	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»
Somme	454	10.642	»	7.398	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»

On voit par ces nombres que les mines des particuliers ont livré à peu près la moitié de l'or, de l'argent et du cuivre, produits par les usines impériales.

2° PRODUCTION DES USINES APPARTENANT AUX PARTICULIERS.

Transylvanie	»	»	»	738	»	»	»	9.707	»	»	3.136	»	»	»
Schemnitz	96	71	»	142	»	»	»	»	»	3	»	»	»	8.607
Neusohl	»	»	»	»	»	»	»	3.236	905	»	»	»	»	»
Schmöllnitz	»	»	224	9.070	»	»	»	207.856	8.331	346	»	1.675	»	»
Nagybánia	99	58	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»
Kremnitz	93	69	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»
Orawicza	29	653	»	3.359	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»
Reczbánya	0.28	119	»	130	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»
Zalatna	725	358	2 856	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»
Somme	1.042.28	1.328	3.080	13.439	»	»	»	220.799	9.236	349	3.136	1.675	»	8.607

PRODUCTION TOTALE DE TOUTES LES USINES DE LA HONGRIE ET DE LA TRANSYLVANIE.

	2.028.28	22.834	3.080	26.076	2.890	5.812	277	334.761	25.814	2.304	3.136	1.675	2.448	8.607

NOTE 2.

De la richesse des minerais exploités dans les principaux filons de Schemnitz.

Pour compléter l'aperçu que nous avons donné au commencement de notre mémoire sur l'état actuel de l'exploitation à Schemnitz, nous donnerons les résultats obtenus en 1847, dans les ateliers de préparation mécanique, avec les minerais extraits des principaux filons.

Filon principal de Schemnitz. — Premier exemple. *Minerais provenant du Spitalergang, de la région plombeuse et aurifère (pacherstolln).* — On a livré à la préparation mécanique 105,465^{qm},36 de minerais bruts. On en a retiré les produits suivants :

Or de l'amalgame (mühlgold) : 31^{k},8325, tenant or fin 21^{k},14.

Schlich de plomb : 6,128^{qm},08, contenant, d'après les essais :

Plomb.........	39 1/2 p. 100	2,407^{qm},45
Argent aurifère.	32^{g},65 aux 100 kil..........	200^{k},865
Or fin..........	44^{g},919 par kil. d'arg. aurif.	8 ,2006

Schlich pyriteux : 4,733^{qm},68, rendant, d'après les essais :

Matte..........	52 p. 100.................	2,461^{qm},52
Argent aurifère.	8^{g},3025 aux 100 kil.......	30^{k},9135
Or fin..........	43^{g},9425 par k. d'arg. aurif.	1 ,7235

En résumé, les 105,465^{qm},36 de minerais ont donné, dans les différents produits de la préparation mécanique :

Dans le mühlgold, or.................... 21^{k},14

Dans les autres produits :

Matte..................................	2,461^{qm},52
Plomb..................................	2,407 ,45
Argent aurifère...........................	231^{k},7785
Or fin..................................	9 ,9241

Soit par tonne de minerai brut :

Or susceptible d'être retiré par le mercure......	0^{k},002
Matte	23 ,340
Plomb..................................	22 ,840
Argent aurifère............................	0 ,022
Or fin..................................	0 ,00096

En tenant compte des pertes à la préparation mécanique, on doit admettre que la tonne de minerai du Spitalergang, dans l'exploitation de la Pacherstolln contient en moyenne :

Or..................................	0^{k},00586
Argent..............................	0 ,0450
Plomb..............................	31 ,970

dont la valeur est de 44^{f},37

La tonne de minerai brut a donné :

Or provenant de l'amalgamation......	0k,003
Schlichs plombeux..................	58 ,90
Schlichs pyriteux..................	44 ,87

c'est-à-dire un peu plus de 10 p. 100 de produits bons à être livrés aux usines.

SECOND EXEMPLE. *Minerais extraits du Spitalergang, dans la région argentifère, au puits nommé Maximilian-Schacht.* — On a livré, à la préparation mécanique, 69,503qm,28 de minerais bruts, dont on a retiré :

Mühlgold : 15k,8715, tenant en or fin 9k,556.

Schlichs pyriteux : 5,770qm,85, rendant, d'après les essais :

Matte..........	49 pour 100.............	2,827qm,69
Argent aurifère.	17g,3437 aux 100 kil......	139k,405
Or fin..........	62 ,496 par kil. d'arg.....	8 ,716

Soit par tonne :

Or séparé par le mercure......	0k,00135
Argent......................	0 ,02000
Or..........................	0 ,00128
Matte.......................	40 ,69

et en tenant compte des pertes causées par la préparation mécanique, on peut admettre que la tonne de minerai brut contenait en moyenne :

Or..........................	0k,0050
Argent......................	0 ,040

dont la valeur est d'environ 25 fr.

La tonne de minerais bruts a rendu: en produits préparés pour la fusion : 83 kil. (schlich pyriteux).

FILON THÉRÈSE. — TROISIÈME EXEMPLE. L'exploitation du filon Thérèse, dans la partie voisine de Schemnitz, a produit 49,438qm,80 de minerais bruts, desquels on a retiré à la préparation mécanique :

Or provenant de la distillation de l'amalgame : 10k:858, contenant or fin : 6k,571.

Schlichs plombeux : 495qm,20, tenant d'après les essais :

Plomb.........	28 1/4 pour 100..........	140qm
Argent aurifère.	41g,0126 aux 100 kil......	20k,4225
Or fin.........	121 ,088 par kilog. d'arg...	2 ,5560

Schlichs pyriteux : 2,294qm,65, rendant :

Matte..........	39 p. 100...............	895qm
Argent aurifère.	83g,9843 aux 100 kil......	50k,33
Or fin.........	62 ,496 par kil. d'argent..	3 ,1935

Les essais ont donc accusé dans les produits préparés :

Or.........	5k,7495,	soit par tonne :	0k,00117
Argent......	65 ,0030,	—	0 ,0133
Plomb.......	140qm,	—	2 ,83
Matte.......	895 ,	—	18 ,10
Or séparé par le mercure,..	6k,571,	—	0 ,00133

D'après ces nombres et d'après les pertes estimées de la préparation mécanique, la tonne de minerais bruts devait contenir, en moyenne :

Or................	0k,0050
Argent..	0 ,0250
Plomb.............	4 ,60

La valeur de ces métaux est de 23f,85.

Les minerais bruts n'ont donné que 5,64 p. 100 de produits bons à être expédiés aux usines.

BIEBERGANG. — QUATRIÈME EXEMPLE. *Exploitation du Biebergang, par le puits Siglisberg, foncé dans la région occidentale.* — L'exploitation a livré à la préparation mécanique : minerais bruts : 8,377qm,76, desquels on a retiré :

Schlichs pyriteux : 389qm,20, soit 4,65 p, 100 rendant, d'après les essais :

Matte..........	27 p. 100..............	105qm,08
Argent aurifère.	62g,65 aux 100 kil......	25k,0783
Or fin	15 ,624 par kil. d'arg...	0 ,384

soit par tonne de minerais bruts :

Or..................	0k,00005
Argent...............	0 ,0299

Si l'on tient compte des pertes au lavage, on arrive aux nombres suivants pour la richesse moyenne de la tonne de minerais bruts :

Or..................	0k,00010
Argent..............	0 ,059

La valeur de ces métaux est inférieure à 13 fr.

Les minerais livrés maintenant par le Biebergang sont donc très-pauvres, et spécialement argentifères.

Dans la région opposée, du côté de Dülln, le Biebergang donne des minerais contenant un peu d'or et un peu de galène, mais bien plus pauvres en argent que ceux dont nous venons de citer l'exemple.

GRÜNERGANG. — CINQUIÈME EXEMPLE. *Exploitation du Grünergang par le puits Franz-Schacht, foncé auprès de Schemnitz.* — Les minerais sont pyriteux et argentifères, et ne contiennent pas de galène.

On a livré à la préparation mécanique :

Minerais bruts : 24,637qm,76, desquels on a retiré :

Schlichs pyriteux : 1,522qm,64, soit 6,18 p. 100 rendant à l'essai :

Matte..........	51 p. 100..............	776qm,46
Argent aurifère.	58g,5937 aux 100 kil....	89k,6261
Or fin.........	3 ,906 par kil. d'argent.	0 ,420

soit par tonne de minerai brut (rendement accusé par les essais des produits de la préparation mécanique) :

Argent................ 0k,0365

En doublant ce nombre, pour tenir compte des pertes éprouvées à la préparation mécanique, on arrive à estimer la richesse moyenne en argent du minerai brut à :

0k,073 par tonne,

c'est-à-dire que la valeur contenue dans la tonne de minerais bruts est d'environ 15 fr.

Dans les évaluations précédentes, nous n'avons pas considéré la valeur de la pyrite, parce qu'on n'en retire aucun produit marchand. Elle est cependant très-utile dans le traitement métallurgique, et le rendement des schlichs en matte est un élément qu'il ne faut pas négliger dans la comparaison des différents minerais.

STEPHANGANG. — SIXIÈME EXEMPLE. *Exploitation du filon Stephan, par le puits qui porte le même nom.* — Il produit, comme le Grünergang, des minerais pyriteux et argentifères, ne contenant pas de galène.

L'exploitation a produit, minerais bruts : 10,736^{qm},88, desquels on a retiré à la préparation mécanique :

Schlichs pyriteux : 292^{qm},88, soit 2,73 p. 100, rendant à l'essai :

Matte..........	27 p. 100..............	79^{qm},07
Argent aurifère.	98^{g},6362 aux 100 kil.....	28^{k},84
Or fin	3 ,906 par kil. d'arg....	

soit par tonne de minerais bruts :

Argent.............. 0^{k},027

On peut estimer, d'après cela, que la richesse moyenne en argent des minerais bruts est de 0^{k},050, et, par suite, que la valeur de l'argent contenu dans une tonne de minerais, sortant de la mine, est d'environ 10 fr.

Dans les exemples que nous venons de citer, nous avons évalué la richesse des différents minerais en tenant compte des pertes que fait éprouver la préparation mécanique, et en rétablissant approximativement les minerais tels qu'ils devaient être en sortant de la mine. Nous avons jugé cette transformation nécessaire pour faciliter la comparaison des minerais de Schemnitz avec ceux d'autres localités ; mais il ne faut pas oublier que la valeur vénale des minerais bruts est bien moindre, et qu'il faudrait la calculer d'après les rendements des produits de la préparation mécanique.

NOTE 3.

Essais de traitement des mattes argentifères à Tajova.

Depuis plusieurs années, on essaye à l'usine de Tajova, entre Neusohl et Kremnitz, basse Hongrie, le procédé de M. Augustin, pour la désargentification des mattes cuivreuses produites à Neusohl. Les premières expériences n'ont pas conduit à des résultats satisfaisants, et le directeur actuel, M. Marcus, est peut-être le seul ingénieur de tout le district de Schemnitz qui ait encore confiance dans les résultats.

Nous n'avons pu nous procurer les conditions économiques de ces expériences, ni à l'usine de Tajova, ni à l'administration centrale à Schemnitz; nous ne pourrons donc indiquer que la série des opérations.

La matte est pulvérisée sous des meules, et réduite en sable très-fin, en évitant autant que possible la production des poussières. Elle est ensuite grillée dans un four à réverbère à deux soles superposées.

Sur la sole supérieure la matte commence à s'oxyder à une température

inférieure au rouge sombre. Sur la sole inférieure le grillage s'achève et est terminé par un coup de feu assez vif et prolongé pendant au moins deux heures. On cherche à obtenir un grillage bien complet, et ensuite la décomposition des sulfates de fer et de cuivre; il faudrait, pour la réussite des opérations ultérieures, et comme dans le procédé Ziervogel, n'avoir plus que des oxydes et du sulfate d'argent. Mais on arrête toujours le coup de feu avant que la totalité du sulfate de cuivre ne soit décomposée, dans la crainte d'enlever aussi de l'acide sulfurique au sulfate d'argent. Il reste donc dans la matière grillée des sulfates d'argent et de cuivre, des arséniates et des oxydes de fer et de cuivre.

On s'assure que l'opération est arrivée au point convenable en prenant des essais. On introduit alors dans le four une certaine proportion, 8 à 10 p. 100, de chlorure de sodium, mélangé avec cinq fois son poids de matte, préalablement grillée et refroidie; on mêle bien les matières froides avec la matte qui se trouve déjà dans le four, et on maintient la température entre le rouge sombre et le rouge vif.

L'addition de la matte grillée, froide, a pour but d'abaisser la température jusqu'au point où la réaction du chlorure de sodium sur les sulfates et arséniates peut avoir lieu facilement, en évitant ou mieux en rendant moins forte la volatilisation des chlorures.

Quand on s'est assuré par des essais de la chloruration complète de l'argent, on retire les matières du four et on les soumet à l'action d'une dissolution chaude de chlorure de sodium, qui doit dissoudre le chlorure d'argent; on lave ensuite les boues à l'eau chaude, dans des appareils analogues à ceux qui servent pour le lessivage de la soude.

Les boues lavées sont mises à part pour être traitées ultérieurement pour cuivre. La dissolution des chlorures est mise en contact, encore chaude, avec du cuivre métallique, qui précipite l'argent. Les eaux contenant le chlorure de cuivre sont conduites dans un labyrinthe sur du fer métallique, lequel à son tour précipite le cuivre.

Ce procédé est évidemment moins bon et surtout moins économique que la méthode de M. Ziervogel, dans laquelle la chloruration est inutile, et dans laquelle le grillage a le même but, transformer l'argent en sulfate.

NOTE 4.

Des minerais traités à Fernesy et à Neusohl.

Dans le district de Nagybánya, les minerais de plomb sont peu abondants, mais tiennent une proportion d'or et d'argent supérieure à la teneur moyenne des minerais spécialement aurifères et argentifères.

Ainsi les minerais d'or et d'argent contiennent, pour 1,000 k. :

Argent	$0^k,536$
Or	0 ,015

Et les minerais de plomb à l'essai :

Argent............................	0^k,647
Or................................	0 ,025
Plomb.............................	297 »

La valeur de l'or est à celle de l'argent, dans la somme des minerais traités, comme 18 : 41.

A Neusohl, les minerais de plomb sont admis en plus grande quantité et sont bien moins riches en argent et or; pour cette raison, nous avons rapporté les frais de traitement à 1,000 k. de minerais d'argent, en considérant la galène comme un moyen d'extraction de l'or et de l'argent, tandis que pour l'usine de Fernesy nous avions rapporté les frais à 1,000 k. de minerais de plomb, d'argent et d'or.

A Neusohl, les minerais d'argent tiennent, aux 1,000 k. :

Argent............................	0^k,9154
Or................................	0 ,0182

Les minerais de plomb rendent à l'essai :

Argent............................	0^k,1176
Or................................	0 ,0016

La valeur de l'or est à celle de l'argent, dans la somme des minerais traités, comme 28 : 83.

Les minerais de plomb sont plus riches en plomb, en or et en argent, dans le district de Nagybánya, mais sont produits en moins forte proportion : en considérant pour les deux usines de Fernesy et de Neusohl la somme de tous les minerais traités, on a, pour 1,000 k. :

A Fernesy..................	57 k. de plomb.
A Neusohl..................	85 k. id.

Comme autre différence entre les minerais traités dans les deux usines, nous rappellerons que ceux de Nagybánya sont bien plus pyriteux que ceux de Neusohl.

NOTE 5.

Séparation de l'or et de l'argent à la Monnaie de Vienne.

On fait la séparation des deux métaux au moyen de l'acide sulfurique, qui dissout seulement l'argent; on répète deux fois l'action de l'acide, afin d'obtenir l'or bien pur. L'argent est ensuite précipité par du cuivre de la dissolution sulfurique. Puis, on fait cristalliser le sulfate de cuivre, et on livre les cristaux au commerce.

L'attaque de l'argent aurifère par l'acide sulfurique est faite dans de grandes chaudières de fonte, fermées par des couvercles, également en fonte, et munis de deux ouvertures. L'une d'elles sert à remuer le métal avec une spatule, l'autre donne passage à un tuyau, par lequel s'échappent les vapeurs acides. Elles se rendent dans les chambres de plomb, disposées à l'étage inférieur du bâtiment. Chaque chaudière est placée sur un foyer. Pour une opération, on

charge 280 k. d'argent aurifère et 840 k. d'acide sulfurique monohydraté; on chauffe jusqu'à 100° et on maintient cette température pendant douze heures, en ayant soin d'agiter fréquemment. On laisse refroidir pendant quelques heures, puis on enlève l'acide à la cuiller, en ne touchant pas à l'or déposé au fond de la chaudière. L'or est ensuite enlevé et traité une seconde fois par l'acide sulfurique concentré, dans une chaudière beaucoup plus petite, en fonte, et seulement pendant deux ou trois heures. Après ces deux actions, l'or est considéré comme bien pur : on le lave, on le sèche, et on le fond dans des creusets en plombagine.

Les liqueurs sulfuriques sont réunies dans une grande chaudière prismatique en plomb, portée sur des plaques de fonte au-dessus d'un foyer. On ajoute une proportion d'eau de 8 m. c. pour 840 k. d'acide concentré, employé à la séparation des deux métaux. On chauffe jusqu'à près de 100°, et on précipite l'argent par des lames de cuivre. La réaction, très-rapide, est terminée en quatre heures. On laisse refroidir, et l'argent vient se rassembler; on décante avec un siphon, en conduisant les eaux dans plusieurs bassins successifs.

L'argent est bien lavé à plusieurs reprises, séché dans des bassines en cuivre, puis fondu dans des creusets. Les liqueurs contenant une grande quantité de sulfate de cuivre sont conduites dans des chaudières, concentrées, et dirigées ensuite dans des cristallisoirs. On obtient de magnifiques cristaux de sulfate de cuivre.

Les eaux mères, très-acides, sont employées à la fabrication de l'acide sulfurique, aussi bien que les vapeurs acides qui s'échappent des chaudières en fonte.

VOYAGE

AU

LAC SUPÉRIEUR

(ÉTATS-UNIS D'AMÉRIQUE)

1855.

PRÉFACE.

L'Amérique du Nord est admirablement partagée sous le rapport des richesses minérales ; à l'occident la Californie et les territoires voisins possèdent des gisements d'or et de mercure dont la découverte récente a retenti dans le monde entier ; à l'orient, cette partie de l'Amérique, qu'on pourrait appeler les vieux Etats de l'Union, renferme des dépôts immenses d'anthracite et de houille, des minerais de fer, de cuivre, de zinc, de plomb, de sel gemme, des gisements d'argent et d'or. Le sol est couvert, sur d'immenses étendues, de forêts encore vierges, dans lesquelles les défrichements pénètrent avec une rapidité incroyable. La configuration du sol a permis d'établir en peu de temps des moyens de transport faciles et très-économiques, ce qui, en Europe, eût exigé un temps si long et des dépenses si grandes.

Combustibles minéraux. — La formation carbonifère, à l'Est des Alleghanies, s'étend depuis le Nord de la Pensylvanie jusqu'à l'Alabama, et présente des couches nombreuses et puissantes d'excellent combustible, d'anthracite n'éclatant pas au feu, de houille grasse et de houille maigre. Les fleuves, les grands lacs, les canaux et les chemins de fer permettent de les transporter, avec des frais peu élevés, dans toutes les parties des États-Unis.

La même formation est constatée à l'Ouest des Alleghanies, dans l'Illinois, l'Iowa et le Missouri, et probablement elle se continue jusque dans l'Arkansas, recouverte en partie par des terrains plus modernes. L'existence d'un bassin houiller a même été constatée dans l'État de Michigan, mais jusqu'à

présent le charbon qu'il produit ne paraît pas être de bonne qualité. — Dans ce vaste développement du terrain carbonifère, qui assure pour l'avenir la richesse industrielle de l'Amérique, les mines de Pensylvanie sont seules exploitées maintenant avec activité : — elles fournissent le combustible minéral aux villes du littoral et de l'intérieur [1].

Minerai de fer. — Les terrains houillers de l'Est et de l'Ouest contiennent des couches puissantes de fer carbonaté, dans la Pensylvanie, l'Ohio, le Tennessee, la Virginie, l'Alabama, etc... — Ces minerais sont riches, de bonne qualité, et produisent de très-bon fer.

Les minerais de fer de toute nature et de toute qualité se trouvent en dépôts considérables dans les formations géologiques qui constituent le sol des États de l'Union ; ils sont à proximité des terrains carbonifères ou des immenses forêts vierges, et souvent à peu de distance des matériaux réfractaires. Aussi, sous le rapport des matières premières, la fabrication de la fonte et du fer est dans les conditions les plus favorables.

Le haut prix de la main-d'œuvre, l'absence d'ouvriers spéciaux, le défaut d'ingénieurs instruits dans cette fabrication difficile, forment la contre-partie de ces avantages, et les usines américaines réclament encore des droits protecteurs, qui leur permettent de lutter contre la concurrence anglaise. Sous l'empire des droits actuels, l'Angleterre peut expédier des quantités considérables de fonte et de fer en Amérique, dans ce pays d'une richesse incomparable en forêts, en combustibles minéraux et en minerais de fer.

Cette situation anormale se prolongera peut-être longtemps encore, car le prix de la main-d'œuvre est loin de tendre à s'abaisser ; le développement toujours croissant des entreprises industrielles de toute nature aura plutôt pour résultat d'élever progressivement le salaire des ouvriers spéciaux.

Minerais de plomb. — Les minerais de plomb se trouvent principalement dans l'Illinois, l'Iowa, le Missouri, le Wisconsin, et paraissent former des gisements très-importants. Leur exploitation n'est pas poussée très-activement, en raison peut-être du petit nombre d'habitants qui se sont fixés dans ces contrées lointaines.

Cependant cette raison n'est pas la seule, car les gisements de galène de l'État de New-York ne sont pas non plus en exploitation active. La galène peu argentifère n'a pas une valeur assez grande pour donner des bénéfices considérables et immédiats, qui sont le but de presque toutes les entreprises américaines. Dans ces dernières années l'Europe a fourni à l'Amérique du Nord des quantités importantes de plomb

1. A Boston et à New-York, le prix du bon charbon de Pensylvanie était de 25 à 30 francs par tonne en 1853 ; il a monté en 1854 jusqu'à 40 et 42 francs.

MINERAIS DE ZINC. — Les États-Unis ne produisent encore que peu de zinc ; cependant les minerais sont abondants : la calamine, la brucite, la blende existent en filons et en amas considérables dans l'Illinois et le New-Jersey, et probablement dans plusieurs autres États. L'attention des industriels commence à se porter sur ces gisements ; dans un avenir assez rapproché plusieurs usines seront probablement construites et pourront produire tout le métal consommé dans l'Union.

OR. — L'or existe en filons et dans les alluvions en Californie ; la Virginie et la Caroline en renferment des dépôts moins importants, dans lesquels sont faites des explorations très-actives.

SEL GEMME. — Le sel gemme est produit en abondance par l'État de New-York, et des sources très-chargées de sel ont été découvertes depuis longtemps à Onondaga.

CUIVRE. — Les minerais de cuivre sont exploités dans l'État de New-York, dans la Caroline, dans la Virginie ; ce sont des cuivres pyriteux assez riches et très-purs. Ils sont fondus, en même temps que des minerais achetés à l'étranger, dans l'usine de Boston.

Leur importance disparaît devant celle des gisements de cuivre et d'argent natifs du lac supérieur, exploités depuis dix ans, et qui produiront en 1855 plus de trois mille tonnes de cuivre.

Les mines de cuivre du lac supérieur ont été l'unique objet de mon voyage ; aussi dans mon mémoire je m'occuperai seulement de cette partie de la richesse minérale des États-Unis.

INTRODUCTION.

Historique. — Les tribus indiennes paraissent avoir exploité les mines de cuivre du lac Supérieur depuis les temps les plus reculés ; elles ont enlevé des quantités considérables de ce métal, qu'elles employaient pour leurs armes, pour leurs ornements et comme objet d'échange. Leurs travaux ont été mis progressivement à découvert par les exploitants actuels ; leur antiquité est constatée par l'épaisseur de la terre végétale qui recouvre les déblais, et par les dimensions des arbres séculaires qui ont poussé sur ces terrains.

Les travaux anciens ont été d'abord attribués à une race différente de celle des Indiens ; mais leur disposition uniforme, les procédés employés pour dégager et détacher les morceaux de cuivre, le feu et des marteaux de pierre, la certitude que les Indiens ont exploité, rendent l'hypothèse peu probable, et ne permettent pas de croire à l'existence d'une race plus éclairée que celle des Peaux-Rouges.

On trouve dans les publications faites au dix-septième siècle sur le Canada, des indications assez certaines sur l'existence du cuivre natif sur les bords du lac Supérieur, et l'exploitation de ce métal par les Indiens.

L'ouvrage le plus curieux à consulter est celui rédigé par les Pères jésuites, sous le titre : *Relation de ce qui s'est passé à la Nouvelle-France dans les missions des PP. de la Compagnie de Jésus, depuis* 1632 *jusqu'en* 1772.

Ces relations contiennent les notes recueillies dans les voyages des missionnaires Raymbault, Jogues, Réné Mesnard, Allouez, Dablen, Marquette, etc...

Ces hommes énergiques, entraînés par leur zèle religieux, n'hésitaient pas à parcourir seuls les territoires du lac Supérieur et du lac Michigan, dans le but de convertir à la religion chrétienne les habitants des forêts vierges.

Plusieurs d'entre eux devaient posséder une instruction très-avancée, car la carte du lac Tracy ou Supérieur, publiée en 1669 sur leurs indications, est d'une exactitude remarquable : nous devons admirer l'énergie indomptable que ces religieux ont montrée en parcourant seuls ces contrées sauvages, qui maintenant encore sont d'un accès difficile.

Il résulte des relations écrites par les PP. jésuites, que les tribus indiennes venaient à certaines époques exploiter le cuivre natif sur les côtes du lac

Supérieur, et que leurs chefs religieux se réservaient la direction des entreprises comme un moyen d'influence : les missionnaires rapportent un grand nombre de légendes et de traditions superstitieuses répandues parmi les Indiens, auxquels leurs chefs recommandaient le plus grand secret vis-à-vis des étrangers.

Plusieurs missions furent établies par les jésuites au Saut-Sainte-Marie, à Makinaw, à la Pointe, etc..., toutes en des localités admirablement choisies. Sur leurs indications, le gouverneur de la Nouvelle-France, M. de Tallon, fit prendre possession de tous les territoires au nom du roi. Cette cérémonie fut accomplie au mois de mai 1671, au Saut-Sainte-Marie, par M. de Lussan, en présence du Père Marquette et d'une nombreuse réunion des tribus indiennes.

Les efforts des missionnaires, la prise de possession au nom du roi, furent complétement stériles : la contrée passa entre les mains de l'Angleterre en 1763, en même temps que le Canada ; la génération actuelle n'a conservé d'autre souvenir des Jésuites et de la France que des traditions sur les richesses en cuivre et la langue française, que les ouvriers canadiens parlent encore avec la plus grande pureté.

L'Angleterre n'eut jamais qu'une souveraineté nominale sur les terrains voisins du lac Supérieur et du lac Michigan, terrains qui furent annexés aux États-Unis après la guerre de l'Indépendance. La ligne de démarcation entre les possessions anglaises et américaines est tracée sur la carte que je joins à mon mémoire (Pl. XI). Elle coupe à peu près par la moitié les lacs Ontario, Érié, Huron et Supérieur.

Bien des voyageurs ont parcouru le Canada et ont pu recueillir des renseignements sur les richesses minérales exploitées par les Indiens sur les bords du grand lac. Le baron de la Houton, le professeur suédois Peter Kahn, Charlevoix, Hennepin, Hériat, Henry, etc., ont publié des relations plus ou moins exactes des mines de cuivre du lac Supérieur, que cependant ils n'ont point tous visité. On doit remarquer particulièrement les voyages de Henry, publiés à New-York en 1809.

Henry, négociant anglais, fit plusieurs voyages au lac Supérieur, et dirigea deux tentatives d'exploitation, l'une en 1772 dans la contrée d'Ontonagon, l'autre en 1773 sur la rive Nord du lac. Ces travaux n'ont donné aucun résultat ; mais il est important de constater que la première tentative d'exploitation des mines de cuivre a été faite par un Anglais.

Henry parle dans ses relations de voyages d'une masse de cuivre en évidence sur les bords de la rivière Ontonagon, et connue sous le nom de Copper-Rock. Elle a été transportée dernièrement à Washington devant le département de la guerre.

L'existence de l'argent natif n'avait pas échappé à la sagacité de Henry, qui la signale dans ses mémoires. — Après la prise de possession par les Américains, l'attention du gouvernement se porta vers ces régions, que les relations des voyageurs présentaient comme étant d'une richesse extraordinaire en cuivre et en argent. Deux explorations furent ordonnées successivement par le département de la guerre : l'une conduite par le général Cass, en 1819, l'autre sous la direction du major Long, en 1823.

Toutes les deux eurent pour objet l'étude des rives méridionales du lac Supérieur et les bords du Mississipi.

Les résultats obtenus ont été publiés dans le recueil scientifique *American Journal of science*, en 1821 et en 1824.

Ces deux expéditions constatèrent l'existence du cuivre et de l'argent sur les bords du lac Supérieur, mais en même temps posèrent la conclusion que le pays était trop éloigné de toutes les contrées habitées pour que les mines pussent être exploitées immédiatement.

Le gouvernement des États-Unis n'a pas perdu de vue les richesses minérales du lac Supérieur ; convaincu que, par les chemins de fer, les canaux et la navigation à vapeur sur les grands lacs, les communications deviendraient faciles, il a conclu successivement plusieurs traités avec les tribus indiennes pour l'abandon de tous les terrains depuis le Saut-Sainte-Marie jusque bien au delà de Fond-du-Lac.

Ces traités sont datés de 1836, 1837, 1843, 1854 ; les trois premiers sont déjà mis à exécution ; on peut parcourir toute la partie maintenant explorée du lac Supérieur sans rencontrer un seul Indien.

En 1841, l'attention des Américains fut appelée sur les mines de cuivre de ce pays par M. Douglas Houghton, géographe de l'État de Michigan. Après avoir fait plusieurs explorations de la côte méridionale, ce savant distingué put présenter à la législation de l'État de Michigan, le 1er février 1841, un rapport esquissant les principaux traits de la contrée, démontrant sa richesse minérale et la nécessité de dresser les cartes géographique et géologique.

Chargé de ce travail important, il le dirigea de manière à faire en même temps les deux cartes ; mais il ne put malheureusement les achever : il périt dans une tempête sur les bords du lac, le 13 octobre 1847.

Après sa mort, la carte géographique fut achevée : le gouvernement chargea de la carte géologique M. le docteur Ch.-T Jackson, et ensuite MM. J.-W. Foster et J.-D. Whitney, ayant sous leur direction de nombreux assistants. Les rapports et la carte ont été publiés en 1850 et 1851.

Depuis 1842, plusieurs compagnies américaines ont commencé des explorations, en vertu de permissions délivrées par le département de la guerre, sous la protection d'un détachement de troupes, établi au fort Wilkins, à

Copper-Harbor, protection rendue bientôt inutile par l'abandon complet du pays par les Indiens.

Le nombre des explorateurs augmenta rapidement ; et quand le 6 mai 1846, le gouvernement se décida à supprimer les permis de recherche pour vendre les terrains par lots, à mesure que les travaux des cartes géographique et géologique étaient suffisamment avancés, plus de mille permis avaient été délivrés, et les recherches commencées sur neuf cent soixante et une parties.

Les travaux faits jusqu'en 1846 et même plus tard, entrepris au hasard, sans aucune connaissance du véritable mode de gisement du cuivre, avec la persuasion que ce métal était répandu partout en grande abondance, ont absorbé des sommes énormes, et n'ont donné d'heureux résultats que pour un très-petit nombre de compagnies.

La carte géologique, en délimitant exactement les terrains, en faisant connaître le mode de gisement du cuivre, en discutant les bons et les mauvais résultats obtenus, a permis de diriger les recherches avec plus de certitude, et a rendu un immense service aux exploitants. Il est maintenant possible de distinguer les filons qui méritent une exploration sérieuse, bien qu'il ne soit pas encore permis de reconnaître, aux caractères présentés par les affleurements des filons, ceux qui sont très-riches en cuivre dans la profondeur.

Au moment actuel, toutes les parties du terrain métallifère, c'est-à-dire celles dans lesquelles les filons peuvent être productifs, ont été vendues à des particuliers ou à des compagnies à un prix extrêmement minime, sous la condition de payer à l'État de Michigan 1 dollar, soit 5 fr. 25, par tonne de cuivre pur contenu dans les produits des mines en exploitation.

De nombreuses compagnies se sont mises sérieusement à l'œuvre, ont dépensé et dépensent encore des sommes considérables ; mais la plus grande partie des terres vendues par l'État est à peine explorée, et plusieurs compagnies, possédant de vastes étendues de terrains métallifères, se bornent à faire les travaux nécessaires pour constater l'existence des filons; elles cherchent à les revendre à des prix élevés, soit à des sociétés américaines, soit à des sociétés étrangères.

La production du cuivre natif de toutes les mines du lac a dépassé deux mille tonnes en 1854, et très-probablement s'élèvera à plus de trois mille tonnes en 1855 : résultat qui doit surprendre vivement, si l'on considère les difficultés que présente l'exploitation dans un pays encore couvert de forêts vierges, si éloigné des contrées habitées, exploré depuis si peu de temps.

Publications faites sur le lac supérieur. — Le lac Supérieur a été le sujet de plusieurs publications intéressantes, et qui m'ont été d'un grand

secours pour le travail que j'ai entrepris. Je crois devoir en donner la liste :

Message du président des États-Unis aux deux chambres du Congrès, au commencement de la session du 31e Congrès. 24 décembre 1849.

Ce livre contient les journaux de voyage des géologues chargés, sous la direction de M. le Dr Jackson, de dresser la carte géologique, avec toutes les observations météorologiques et barométriques qui ont été faites : il est accompagné par les cartes détaillées des différentes parties du lac Supérieur.

Rapport sur la géologie et la topographie d'une partie du lac Supérieur, par M. J.-W. Foster et J.-D. Whitney. — 1850 et 1851, avec les cartes de tout le lac.

On trouve dans ce rapport la description géologique détaillée de toute la partie américaine du lac, et des renseignements sur les principales mines en exploitation.

Lac Supérieur ; ses caractères physiques, sa végétation et sa Faune, par Louis Agassiz ; avec une Narration du voyage, par M. J. Elliot Cabot. — Boston, 1850.

Ce livre rend compte du voyage scientifique de M. L. Agassiz sur les côtes orientale et septentrionale du lac : il renferme des détails géologiques intéressants, principalement sur les phénomènes erratiques ; mais il ne contient aucun renseignement sur les mines de cuivre. Le but principal du voyage de M. Agassiz a été l'étude de la faune et de la flore du lac Supérieur, et sous ces deux points de vue son travail est complet et des plus remarquables.

La Richesse minérale des États-Unis, par M. J.-D. Whitney. — Philadelphie, 1854.

L'auteur fait connaître dans cet ouvrage l'état véritable de l'industrie minérale dans toute l'étendue de l'Union ; il met en évidence l'importance des différentes mines, et complète son travail par la comparaison des gisements de l'Amérique avec ceux des mêmes minerais en Europe [1].

Dans le voyage que je viens de faire au lac Supérieur, j'ai pu parcourir presque toute la pointe de Keweenaw, depuis son extrémité jusqu'à la mine de Cliff-Mine, et la contrée d'Ontonagon dans toute la partie dans laquelle les mines sont exploitées activement. J'ai pu étudier assez complétement, dans un temps relativement très-court, les mines en exploitation, les travaux

1. M. Logan vient d'achever une partie de la carte géologique du Canada, comprenant les rives anglaises du lac Supérieur. Cette carte et les nombreuses publications de M. Logan sur le même sujet présentent un intérêt très-grand, en mettant en évidence la relation des terrains du lac Supérieur avec ceux des contrées voisines.

d'exploration commencés, et me faire une idée assez exacte de la disposition géologique des terrains. J'en suis redevable à la bienveillance et à l'activité infatigable de M. Stevens, qui m'a servi de guide dans mes excursions, ainsi qu'à la complaisance des directeurs et ingénieurs des mines du lac Supérieur, qui m'ont facilité de tout leur pouvoir la visite de leurs travaux. Je les prie de recevoir ici mes remercîments les plus sincères.

La description que je donne de la situation géographique et géologique des différents modes de gisement du cuivre, des mines en exploitation, est le résumé de ce que j'ai vu, des renseignements que j'ai pris dans mon voyage, et de ce qui a été publié jusqu'à présent. Il m'aurait été impossible de distinguer ce que j'ai vu de ce que j'ai lu, sans entrer dans des discussions inutiles; mais je tiens à bien constater que j'ai fait de nombreux emprunts aux publications antérieures à la mienne, tout en conservant mon indépendance et ma façon particulière d'envisager les questions scientifiques et industrielles.

Division du mémoire. — Mon mémoire est divisé en quatre chapitres :

Dans le premier, j'expose la situation géographique du lac Supérieur.

Le second est consacré à la constitution géologique de la pointe de Keweenaw et de la contrée d'Ontonagon.

Le troisième contient la description des différents modes de gisement du cuivre et de l'argent.

Dans le dernier, je présente des considérations générales sur la situation des principales mines exploitées et sur la production du lac Supérieur.

CHAPITRE PREMIER.

SITUATION GÉOGRAPHIQUE DU LAC SUPÉRIEUR.

PL. XI ET XII. — Le lac Supérieur est situé entre le 46e et le 48e degré de latitude et les 84e et 92e degrés de longitude Ouest. Il a près de 600 kilomètres de longueur de l'Est à l'Ouest ; sa plus grande largeur, du Nord au Sud atteint 267 kilomètres. Son niveau est plus élevé de 198 mètres que celui de l'Océan, et sa profondeur, assez irrégulière, dépasse 300 mètres en plusieurs points. Ses eaux, douces et parfaitement limpides, se maintiennent, même pendant l'été, à une température assez basse : elles contiennent des poissons excellents, dont la pêche fera probablement, dans un petit nombre d'années, la base d'un commerce actif.

Le lac Supérieur est le plus septentrional, le plus élevé et le plus grand des lacs : Supérieur, Michigan, Huron, Érié, dont les eaux passent par la chute du Niagara dans le lac Ontario, et de là dans le fleuve Saint-Laurent.

Les hauteurs moyennes de ces différents lacs au-dessus du niveau de la mer sont :

Lac Supérieur..........	198^m,00
Lac Michigan...........	182^m,65
Lac Huron.............	182^m,64
Lac Érié...............	178^m,54
Lac Ontario............	73^m,31

SAINTE-MARIE. — Les deux lacs Supérieur et Huron communiquent par un canal assez large, parsemé d'îles nombreuses, et désigné sous le nom de rivière Sainte-Marie. Elle présente, auprès de la ville du Saut-Sainte-Marie, des rapides qui interrompent la navigation, et que les Canadiens se hasardent seuls à descendre dans des pirogues en écorce. Au-dessus des rapides, le courant de la rivière est peu sensible, mais au-dessous il est très-fort dans les endroits où les rives sont rapprochées. Les grands navires à vapeur éprouvent des difficultés à suivre le chenal souvent peu profond, et touchent assez fréquemment sur le sable.

La ville du Saut-Sainte-Marie, située au pied des rapides, est bâtie sur l'emplacement d'un ancien village indien et de la Mission des jésuites, nommé Sainte-Marie-du-Sault. Elle doit son importance à l'activité des explo-

rations de mines et à sa position, qui lui permet de servir d'entrepôt entre les ports du lac Érié et Détroit et le lac Supérieur.

Tous les objets nécessaires à la vie et aux travaux des mines arrivent au Saut-Sainte-Marie, et sont transportés par terre, sur un chemin de fer, jusqu'au-dessus des rapides, et là sont embarqués sur les navires à vapeur qui font le service du lac Supérieur. De même les produits des mines sont déchargés au-dessus des rapides, et sont amenés par le chemin de fer jusqu'aux quais de la ville. Le chemin de fer a plus de 1,600 mètres de longueur, et rend les transports assez économiques, mais le chargement et le déchargement aux deux extrémités sont extrêmement onéreux. Cette condition défavorable va bientôt cesser : une compagnie anglaise, propriétaire de vastes terrains dans la région métallifère du lac, a construit un canal long de 1,600 mètres, avec une seule écluse, dont les dimensions sont appropriées aux proportions gigantesques des bateaux à vapeur des lacs. Dès le mois de juin 1855, le canal doit être ouvert à la navigation et permettra aux grands navires du lac Érié de pénétrer jusqu'aux ports de la pointe de Keweenaw. Il en résultera pour les entreprises de mines une impulsion très-vive, non-seulement par l'abaissement des frais de transport, mais encore et surtout par la plus grande activité de la navigation. Les arrivages seront faciles, tandis que maintenant ils sont fort incertains et très-irréguliers.

MAKINAW. — Les deux lacs Huron et Michigan, dont le niveau est sensiblement le même, communiquent entre eux par le large détroit de Makinaw. La navigation à vapeur et à voiles est extrêmement active sur ces deux lacs, bien que leurs bords soient presque inhabités.

Entre Chicago, au fond du lac Michigan, et les ports du lac Érié, les navires de toute dimension font une concurrence heureuse au chemin de fer, preuve bien évidente du développement inouï que prennent les défrichements dans l'Ouest.

DÉTROIT. — La rivière de Détroit, assez large et profonde, réunit le lac Huron au lac Érié : son courant est peu rapide, en raison de la faible différence de niveau des deux lacs. Vers le milieu de la rivière, le lac Saint-Clair présente de grands obstacles à la navigation. Ses eaux sont peu profondes, et dans les passes tortueuses et difficiles les bâtiments ne rencontrent pas plus de 2 à 3 mètres d'eau. Il faut ajouter encore que le chenal est assez mal indiqué et souvent obstrué par des centaines de navires.

Les grands bateaux à vapeur, jaugeant deux mille tonneaux et plus, qu naviguent entre les ports du lac Érié, le Saut-Sainte-Marie et Chicago, s'échouent très-fréquemment dans le lac Saint-Clair ; ces accidents sont peu dangereux en raison de la nature du fond (sable très-peu argileux) ; mais ils causent des pertes de temps considérables.

Le mouvement commercial de l'Ouest occupe plusieurs milliers de navires, tandis que le chemin de fer qui traverse le Canada, de Buffalo et Niagara à Détroit, et le grand chemin de l'Ouest de Détroit à Chicago, transportent trois fois par jour des centaines de voyageurs.

CHEMINS DE FER. — Le chemin de Détroit à Chicago est déjà prolongé au delà de cette ville, et s'avance constamment vers les bords du Pacifique, qu'il doit atteindre un jour, bientôt peut-être, si l'on en croit l'impatience des pionniers américains. On parle aussi d'un projet d'embranchement vers le Nord, à travers le Wisconsin, jusqu'à la ville d'Ontonagon, sur la rive méridionale du lac Supérieur.

Si l'on réfléchit à ce que les Américains ont déjà fait pour la navigation à vapeur, les chemins de fer et les canaux, on ne peut traiter de chimères ces projets gigantesques ; on doit croire au contraire qu'ils seront prochainement mis à exécution.

Les chutes de Niagara, justement célèbres comme les plus grandioses qui existent dans le monde, opposent un obstacle infranchissable à la navigation entre les lacs Érié et Ontário. La communication directe n'a du reste aucune importance, car des voies de transport économiques et rapides, des canaux à large section et des chemins de fer relient Buffalo et Cleveland aux villes de l'intérieur et du littoral.

ROUTES DE NEW-YORK AU LAC SUPÉRIEUR. — Pour aller de New-York au lac Supérieur on peut suivre deux routes différentes, qu'il me paraît intéressant d'indiquer sommairement.

La route la plus courte passe par Dunkirk et Cleveland; la distance de New-York à Cleveland est de 947 kilomètres; elle peut être franchie en chemin de fer, en vingt-six heures, pour la somme de 66 fr. 25 c.

De Cleveland à Détroit et au Saut-Sainte-Marie, on compte 667 kilomètres; les bateaux à vapeur, ces palais flottants, comme les appellent les Américains, emploient ordinairement deux jours pour le trajet, sauf les cas d'échouage, d'incendie ou autres accidents.

Du Saut-Sainte-Marie aux ports du lac Supérieur, la distance varie de 350 à 500 kilomètres. On peut les parcourir en moins de deux jours.

Le prix du passage sur les bateaux à vapeur, nourriture comprise, est très-peu élevé ; on peut se rendre de Cleveland à Ontonagon pour une centaine de francs.

D'après cela, en supposant les circonstances les plus favorables, en admettant qu'on ne soit pas obligé d'attendre les départs des bateaux, on peut aller de New-York à Ontonagon, au fond du lac Supérieur, en cinq jours, et pour une somme inférieure à 200 fr.

Une seconde route, un peu plus longue mais plus pittoresque, doit être

préférée par les voyageurs que des affaires pressantes ne forcent pas à se hâter. Ils doivent s'embarquer à New-York sur les bateaux à vapeur de l'Hudson, jusqu'à Albany, passer ensuite d'Albany à Buffalo, Niagara et Détroit, par le chemin de fer, et enfin s'embarquer dans cette dernière ville sur les bateaux des lacs.

La distance totale à parcourir par cette route est d'environ 200 kilomètres plus longue; il faut deux jours de plus [1] que par la première route indiquée; mais on peut admirer Buffalo, la reine du lac Érié, les chutes du Niagara et le pont suspendu, d'une hardiesse extraordinaire, sur lequel les trains du chemin de fer vont traverser la rivière à 66 mètres au-dessus de l'eau.

Pour les machines et les marchandises, la voie la plus économique est celle de l'Hudson, du canal de Buffalo et les lacs Érié, Huron et Supérieur. Le fret est assez élevé, et dépend de la nature des objets qu'il s'agit de transporter. Pour le cuivre, d'Ontonagon à New-York, le prix du transport est de 77 fr. par tonne; il est de 79 fr. 50 pour Boston. Ces prix seront notablement diminués par l'ouverture du canal du Saut-Sainte-Marie; on évalue à 58 et 61 francs par tonne les frais de transport du cuivre à New-York et Boston pour la saison de 1855.

Ces chiffres prouvent que les entreprises de mines au lac Supérieur sont dans une assez bonne condition pour le transport de leurs produits; le cuivre a une valeur assez grande pour supporter 60 francs par tonne pour le transport de la mine au marché.

La position des compagnies est au contraire très-difficile pour les matières de première nécessité et pour les machines qu'elles doivent faire venir de Détroit, Cleveland, Chicago et New-York. Ainsi, pour ne citer qu'un exemple, le foin pour les chevaux et les bœufs provient de Détroit, et la farine est expédiée de Cleveland et de Chicago.

Il convient encore d'observer que la saison pendant laquelle la navigation peut être régulière ne dure pas plus de quatre à cinq mois, et que trop souvent les bateaux à vapeur, par suite d'échouages, sont obligés de jeter à l'eau tout ou partie de leur chargement : il en est résulté déjà plusieurs fois des retards de plus d'une année dans l'arrivée des machines destinées à l'épuisement ou aux ateliers de préparation mécanique.

Géographie. — Je donnerai peu de détails sur la géographie du lac Supérieur, suffisamment indiquée par la carte de MM. Foster et Whitney. (Voy. pl. XI.)

Les deux promontoires Gros-Cap et Pointe-aux-Iroquois forment les colonnes

1. En supposant qu'on s'arrête pour visiter Buffalo et les chutes du Niagara : autrement, le temps strictement nécessaire est le même pour les deux routes.

d'Hercule du grand lac, et marquent l'entrée de la rivière Sainte-Marie; sur la rive méridionale appartenant aux États-Unis, on doit remarquer principalement :

Le promontoire de White-Fish-Point, avec ses terrasses de sables et d'alluvions;

Les falaises de grès rouge et de grès blanc, voisines de Grand-Island, auxquelles leur apparence bariolée, résultant des alternances de couches de grès de couleurs différentes, a fait donner le nom de Pictured rocks;

La baie de Chocolate-River, près de laquelle se trouvent d'immenses dépôts de minerais de fer, exploités avec quelque activité;

La baie très-profonde, nommée Keweenaw-Bay, au Nord de laquelle sont les terrains métallifères;

La langue de terre dite Keweenaw-Point, séparée presque complétement de la terre ferme par le lac du Portage;

Les montagnes élevées, Porcupine-Mountains, à l'Ouest de la rivière d'Ontonagon, et enfin les îles nombreuses qui environnent la pointe *Detour*, et dont le port principal a été le siége d'une ancienne mission de jésuites.

Toute la partie occidentale depuis le fond du lac jusqu'aux possessions anglaises, qui commencent à *Pigeon-River*, est à peine explorée; elle appartient à l'État de Minnesota, et les traités avec les tribus indiennes, pour l'abandon du territoire, datent seulement de 1854.

La côte septentrionale est bien plus accidentée que la rive américaine; elle présente des îles nombreuses, des baies profondes, et des montagnes très-élevées qui s'avancent dans le lac.

Enfin vers l'Est le rivage n'offre que des baies ouvertes, dans lesquelles les navires ne pourraient pas trouver un refuge contre les tempêtes.

Deux îles, Michipicoten et île Royale méritent de fixer l'attention : toutes les deux sont marquées sur l'ancienne carte des PP. jésuites, et désignées par eux, d'après les traditions indiennes, comme étant d'une grande richesse en cuivre natif. Ce fait n'a pas été vérifié par les explorations récentes, car les travaux sont presque abandonnés dans l'île anglaise (Michipicoten), et l'île Royale ne produit pas annuellement 40 tonnes de cuivre.

L'île Royale, plus rapprochée du Canada que de la côte méridionale, appartient à l'État de Michigan; elle est placée en regard de la pointe de Keweenaw, et présente avec elle de grandes analogies de constitution géologique. Elle possède des baies profondes et bien abritées, des ports vastes et sûrs, à ses deux extrémités et sur la côte méridionale, tandis que vers le Nord le rivage est peu accidenté et présente des falaises escarpées.

Bien des filons, contenant des minerais de cuivre, du cuivre et de l'argent natifs, ont été constatés près des rives anglaises et américaines et dans les

deux îles désignées précédemment; cependant l'activité des exploitations est concentrée à la pointe de Keweenaw et dans la contrée d'Ontonagon. Ce sont les deux parties du lac Supérieur qui présentent maintenant le plus grand intérêt industriel; ce sont celles qu'il importe le plus de visiter, et celles que je décrirai plus spécialement.

Des ports, des villes et des villages. — Il est assez curieux de constater la situation des villes et des villages établis sur la côte méridionale du lac Supérieur, à des distances comprises entre huit cents et mille kilomètres de Détroit, qui est maintenant la grande ville civilisée la plus rapprochée.

En suivant la côte de l'Est à l'Ouest, et partant de l'extrémité de la pointe de Keweenaw, on rencontre successivement les ports, les villes et les villages de Copper-Harbor, Agate-Harbor, Eagle-Harbor, Eagle-River, Portage, Elm et Misery-River, Ontonagon, Pewaric et la Pointe.

Copper-Harbor. — Copper-Harbor est un port assez vaste, bien abrité contre les vents du Nord, du Nord-Ouest et du Nord-Est, qui soufflent trop fréquemment avec une violence inconcevable : son entrée est indiquée par un phare dont le feu peut être aperçu pendant la nuit à la distance de six à sept kilomètres.

En face de l'entrée se trouve le fort Wilkins, élevé en 1844 pour le détachement de soldats destinés à protéger les Américains contre les Indiens : il est maintenant abandonné, depuis que les Peaux-Rouges ont quitté le pays.

Un petit village a été construit au fond du port, et les habitants ont commencé les défrichements : son importance deviendrait très-grande en très-peu de temps, si les filons reconnus dans la contrée voisine devenaient le siége d'une exploitation active.

Copper-Harbor est maintenant le seul port habité de toute la côte, depuis *la Pointe*, dans lequel les navires peuvent trouver un abri contre la tempête : il a par suite le grand avantage d'avoir sa communication assez régulière avec le Saut-Sainte-Marie pendant toute la durée de la navigation, depuis le mois de mai jusqu'à la fin du mois de novembre.

Agate-Harbor. — La baie de Agate-Harbor pourra devenir un très-beau port, son entrée est facile; l'eau est profonde jusqu'au rivage dans toute son étendue; plusieurs fois déjà les navires ont pu s'y réfugier pendant les gros temps, et débarquer facilement leurs passagers. Les forêts vierges s'avancent jusqu'aux bords du lac, et les défrichements, à peine commencés par une compagnie américaine, n'ont encore aucune importance.

L'exploration de plusieurs filons de cuivre a été commencée à une faible distance d'Agate, et si les travaux sont poussés activement et conduisent à une exploitation fructueuse, la baie d'Agate verra bientôt s'élever une ville qui rivalisera avec celles de Eagle-Harbor et Eagle-River.

Dans un pays où la main-d'œuvre est aussi chère, sous un climat aussi rude que celui du lac Supérieur, le défrichement des terres fertiles ne peut suffire pour attirer les habitants; l'exploitation active des mines de cuivre peut seule déterminer la création d'une ville.

Aussi voit-on les deux véritables ports de la côte méridionale, Copper-Harbor, Agate-Harbor, le premier à peine habité et le second complétement désert, tandis que des villes assez florissantes sont établies à Eagle-River et Ontonagon, là où les navires sont exposés à toutes les fureurs des tempêtes.

L'aspect que présentent les établissements du littoral indique immédiatement l'importance des mines exploitées dans la contrée voisine.

EAGLE-HARBOR. — Le port de Eagle-Harbor est petit et mal abrité contre les vents du Nord : une ville déjà importante existe sur ses bords, et doit son accroissement rapide au développement qu'ont pris les travaux dans les mines de Copper-Falls, North-Western, North-West, etc.

EAGLE-RIVER. — La ville qui porte ce nom est construite au bord du lac, à l'embouchure de la rivière dite *Eagle-River;* elle compte déjà plus de mille habitants et son importance augmente tous les jours : elle sert d'entrepôt aux plus riches mines du lac, Cliff-Mine et North-American-Mine. La rivière n'est pas navigable et la côte ne présente aucun abri aux navires : les chargements et déchargements sont faits sur une jetée, construite sur pilotis, perpendiculairement au rivage; aussi, dès que le vent soulève les eaux du lac, les navires doivent prendre le large et chercher un abri à Copper-Harbor, ou vers l'Ouest à la Pointe. Malheur aux bâtiments qui ne se hâtent pas suffisamment; ils sont jetés à la côte et ne peuvent plus ensuite que très-difficilement être remis à flot[1].

La jetée en bois est assez souvent détruite par les vagues; le fait est arrivé pendant mon séjour au lac Supérieur, le 3 octobre 1854, dans un coup de vent qui a duré deux jours. Il en résulte pour Eagle-River une grande irrégularité dans les communications avec le Saut-Sainte-Marie, au commencement et à la fin de la saison. Les mines ne peuvent compter, pour les arrivages et pour les expéditions, que sur les mois de juin, juillet, août et septembre : circonstance défavorable, mais largement compensée par la richesse exceptionnelle du filon exploité par les deux compagnies de Cliff et de North-American.

PORTAGE, ETC. — Portage, Elm, Misery-River, etc., sont des petits villages placés dans les mêmes conditions défavorables que Eagle-River, et correspondent à des mines exploitées avec peu d'activité.

ONTONAGON. — La ville d'Ontonagon, bâtie à l'embouchure de la rivière du

1. Le navire à hélice *Peninsula* s'est perdu à Eagle-River au mois de novembre 1854.

même nom, est la plus importante de toutes celles du lac Supérieur ; le nombre de ses habitants dépasse quinze cents, et plusieurs maisons présentent déjà le confortable, si rare dans les contrées récemment habitées.

La rivière est navigable pour les bateaux plats jusqu'à la distance d'environ trente kilomètres au Sud de la ville : mais la navigation est rendue dangereuse par plusieurs rapides. Au bord du lac une barre de sable empêche les navires d'un certain tonnage d'entrer dans la rivière, et la côte ne présente aucune baie dans laquelle les bâtiments puissent se réfugier : ils doivent charger et décharger, comme à Eagle-River, sur une jetée en bois avançant de plus de deux cents mètres dans le lac.

L'importance que la ville d'Ontonagon doit aux exploitations nombreuses faites dans la contrée voisine, augmenterait beaucoup si le grand projet de chemin de fer dont j'ai parlé précédemment était mis à exécution.

La Pointe. — Je n'ai pas eu l'occasion de visiter la Pointe, cette ancienne mission des jésuites, dont le port sert constamment de refuge aux navires pendant la tempête.

Climat du lac Supérieur. — Le climat du lac Supérieur est très-rude pendant l'hiver : cette saison commence au mois d'octobre et ne se termine que vers le mois de mai : pendant plusieurs mois le thermomètre se maintient au-dessous de 20° centigrades, et dans les coups de vent du Nord, la température s'abaisse jusqu'à la congélation du mercure. Les eaux du lac gèlent sur une grande épaisseur, mais la glace est souvent brisée par les tempêtes, et les glaçons sont amoncelés sur le rivage en véritables montagnes. La neige couvre la terre pendant des mois entiers, et permet aux habitants de franchir de grandes distances à l'aide de raquettes [1]. Le traînage n'est possible que sur les routes déjà tracées : dans les forêts, les accidents de terrain et les arbres tombés sont trop nombreux pour qu'on puisse passer autrement qu'à pied.

Le printemps est très-court et dure à peine un mois : il est marqué par de violentes tempêtes qui rendent la navigation du lac très-dangereuse ; la fonte des neiges et la chute des arbres empêchent souvent les communications par terre d'une ville à l'autre.

Pendant l'été (fin de juin, juillet et commencement d'août), le soleil a une force très-grande ; la chaleur est insupportable parfois vers le milieu du jour, mais les nuits sont presque toujours fraîches ; les moustiques et les mouches noires font une guerre acharnée aux hommes et aux animaux : les mouches

1. Les raquettes sont de longs patins faits avec du bois et des cordes à boyaux : ils permettent aux pieds de s'appuyer sur une très-large surface.

noires disparaissent au mois d'août, les moustiques deviennent en même temps moins incommodes, mais persistent jusqu'à la fin de septembre.

L'automne est au lac Supérieur, comme dans tout le nord de l'Amérique, la plus belle saison de l'année : les journées sont belles, et la chaleur est très-supportable pendant tout le mois de septembre ; les nuits sont de plus en plus froides, et quelquefois le thermomètre descend au-dessous de zéro. Au mois d'octobre la fin de l'automne est marquée par des tempêtes violentes et par de grandes pluies, auxquelles succède bientôt la neige. On peut encore voyager à la fin d'octobre et même en novembre, mais la navigation est irrégulière et dangereuse; les bâtiments à vapeur ne peuvent souvent pas toucher aux villes de Eagle-River et d'Ontonagon, dépourvues de ports abrités.

Végétation. — Toute la contrée est couverte de forêts vierges, dans lesquelles les défrichements pénètrent avec lenteur : les arbres résineux dominent dans les parties montagneuses, et presque partout élèvent leur sombre feuillage au-dessus des cèdres, des bouleaux, des frênes, des érables, etc., plus abondants dans les vallées. Le sol paraît très-fertile sur la plus grande partie de la contrée, et déjà plusieurs compagnies de mines ont commencé les défrichements et cultivé avec succès le seigle, les pommes de terre, les betteraves et des légumes divers.

Presque tous les objets de première nécessité, le foin, la farine, le maïs, les œufs, les pommes, sont amenés par les bateaux à vapeur de Cleveland, de Détroit ou même de Chicago. L'herbe manque entièrement dans les forêts, et nulle part encore on n'a fait des prairies artificielles; aussi la nourriture des chevaux, des moutons est-elle très-difficile.

Les forêts renferment très-peu de gibier : les seuls animaux qu'on rencontre un peu fréquemment sont les écureuils gris; pendant l'hiver on peut chasser les aigles, les loups et les ours.

Pour le climat, le lac Supérieur se rapproche beaucoup du midi de la Suède, bien que la latitude soit à peu près celle du Nord de la France : la température moyenne de Copper-Harbor est de 41°,45 (Fahrenheit), soit + 5°,25 centigrades.

Changements dans le niveau des eaux. — Les grands lacs de l'Amérique du Nord n'ont pas de marées sensibles, mais leur niveau présente des variations, lentes ou brusques, sur lesquelles il me paraît intéressant de donner quelques détails.

Action du vent. — Dans les tempêtes violentes, pendant lesquelles le vent souffle du même côté durant deux ou trois jours, le niveau de l'eau s'élève de plus d'un mètre au-dessus de sa hauteur habituelle, et redescend graduellement à mesure que la pression du vent devient plus faible. Cette élévation ne peut pas être constatée sur les côtes non abritées, par suite de la

hauteur des vagues énormes qui déferlent sur la plage, ou viennent se briser contre les rochers; mais elle est facile à observer dans les ports et dans les baies profondes, dans lesquelles la surface de l'eau reste peu agitée. J'ai été témoin de ce phénomène à Copper-Harbor, le 3 octobre 1854; à la suite d'un coup de vent du N. E. au N. O., le niveau de l'eau s'est élevé de plus d'un mètre, auprès du quai dans le fond du port. Les habitants m'ont assuré que dans les tempêtes plus violentes encore, l'eau a monté de plus de deux mètres sous la pression du vent.

J'ai observé le même fait sur le lac Huron, à bord du vapeur *Illinois*, échoué près du phare de l'île de Thunder-Bay, et pendant un coup de vent moins fort; le navire put se remettre à flot, après deux jours d'échouage, grâce à l'élévation rapide du niveau de l'eau et à l'action du vent sur sa coque inclinée.

Je n'ai pas pu m'assurer que sur la côte opposée on observe un abaissement correspondant, fait très-important, qui prouverait que le phénomène est général et n'est pas seulement particulier aux baies et aux ports placés sous le vent.

Variations brusques. — Les missionnaires jésuites et toutes les personnes qui ont passé un temps assez long sur les bords des grands lacs, ont décrit un phénomène, jusqu'à présent inexpliqué, la variation brusque et momentanée du niveau de l'eau sur les côtes, pendant des temps très-calmes. Deux ou trois vagues, élevées de 2 mètres et même davantage, se forment subitement à une certaine distance du rivage et viennent se briser contre les rochers ou couvrir d'eau de vastes étendues de terrain. Ces faits sont constatés pour les lacs Érié, Huron, Michigan, Supérieur, par les missionnaires jésuites, par le gouverneur Clinton, par Mackensie, par le général Cass, par le professeur Mather, par MM. Foster et Whitney, par plusieurs anciens habitants du saut Sainte-Marie; on doit par conséquent les considérer comme parfaitement établis, quoique aucune explication satisfaisante n'ait été donnée.

On trouvera la description détaillée de tous les faits observés à cet égard dans l'ouvrage de MM. Foster et Whitney; je citerai seulement et sans détails les observations qui me semblent les plus curieuses.

Le gouverneur Clinton rapporte que le 30 mai 1823, par un temps calme et très-clair, et peu d'instants après le coucher du soleil, on a vu trois vagues, hautes de plus de trois mètres, envahir tout le rivage, depuis Otter jusqu'à Kettle-Creek, sur la côte anglaise du lac Érié et se retirer rapidement.

Au saut Sainte-Marie, la rivière est large de plus de 1,600 mètres, et la profondeur d'eau sur les rapides est d'environ $0^{m},85$. Dans l'été 1834, on a vu l'eau se retirer complétement et laisser les rochers à découvert, sur toute la largeur du canal; pendant une heure entière, des habitants purent aller

prendre les poissons restés dans les flaques d'eau entre les rochers. L'eau revint brusquement en une vague immense et furieuse, devant laquelle les hommes eurent à peine le temps de se sauver.

Le même phénomène s'est renouvelé deux fois dans la même journée et par un temps très-calme, à la fin du mois d'avril 1842.

Au lac Supérieur, MM. Foster et Whitney ont observé plusieurs fois, près des côtes, des vagues énormes s'avancer vers le rivage, lorsque la surface du lac était parfaitement calme, et le vent à peine sensible : l'eau du lac reprenait ensuite sa tranquillité. A la suite de ces brusques variations de niveau, les deux savants géologues mentionnent toujours des tempêtes très-violentes, ce qui les conduit à penser que des changements rapides de la pression atmosphérique ne sont pas étrangers à ce phénomène. Il semble cependant difficile de concevoir une diminution partielle de la pression de l'air assez forte pour déterminer l'élévation de l'eau à 3 mètres au-dessus de son niveau.

Variations annuelles. — Dans les différents lacs qui communiquent entre eux par des canaux, dont la largeur est sensiblement constante, on observe des variations annuelles et périodiques dans le niveau des eaux. On peut les expliquer assez facilement par les différences dans les quantités relatives de pluie tombée au Nord et au Sud. Le climat du lac Supérieur est assez différent de celui du lac Érié pour que l'été puisse être sec dans l'un et pluvieux dans l'autre.

L'étude complète des phénomènes que je viens d'exposer sera d'un grand intérêt scientifique ; elle ne pourra être abordée sérieusement que dans un avenir assez éloigné, quand les bords des lacs seront habités, et quand des observations régulières et complètes auront été recueillies.

Mirage. — Pendant tout l'été, lorsque l'atmosphère n'est pas agitée par des vents violents, l'air se trouve à une température très-différente, au-dessus de la terre échauffée par le soleil, et au-dessus de l'eau, qui reste toujours assez froide. Ces différences donnent lieu à des réfractions très-fortes, qui apportent de grandes difficultés aux observations astronomiques, et donnent lieu à des effets de mirage extrêmement curieux.

On peut expliquer également par des réfractions atmosphériques un singulier phénomène dont j'ai été témoin le 16 octobre 1854, à l'entrée de la rivière Sainte-Marie. Au moment où le soleil allait disparaître, ses rayons tombant sur une raffale de neige, me firent apercevoir un arc-en-ciel de forme elliptique parfaitement déterminée. Le rapport du grand axe vertical au petit axe horizontal était de 5 : 3, L'arc-en-ciel a persisté pendant plusieurs minutes, et il a été observé par tous les passagers du bateau à vapeur.

Aurores boréales. — Les aurores boréales sont très-fréquentes pendant l'hiver et ne sont pas rares pendant l'été; cependant elles ne sont jamais aussi belles dans cette dernière saison, et leur éclat est en général très-peu prononcé.

CHAPITRE II.

DISPOSITION GÉOLOGIQUE DES TERRAINS DU LAC SUPÉRIEUR.

La carte d'ensemble du lac Supérieur, publiée en 1850, par MM. Foster et Whitney, et les cartes de détails ont été dressées à la suite des explorations faites pendant trois années consécutives, 1847, 1848, 1849.

On doit être étonné qu'un aussi court espace de temps ait suffi aux géologues, chargés par le gouvernement de cette mission importante, pour poser exactement les limites des terrains et pour faire connaître assez exactement les zones dans lesquelles se trouvent les gisements de cuivre.

Il faut en effet se rendre compte des difficultés presque insurmontables qu'on rencontre à chaque instant dans un pays entièrement couvert de forêts vierges, dans lequel la température s'abaisse parfois pendant l'hiver jusqu'à la congélation du mercure.

Les parties voisines des côtes et des établissements de mines peuvent être explorées avec une facilité comparativement assez grande; mais dans l'intérieur du pays, loin des habitations, il n'est possible d'entreprendre que des excursions très-courtes, et toujours pénibles.

En outre, les terrains sont recouverts presque partout par une épaisseur assez grande de terre végétale, et par des alluvions dont la puissance dépasse fréquemment vingt mètres. — La nature des roches n'est en évidence que sur les sommets des montagnes, ou sur les bords de certaines rivières qui coulent dans des vallées profondes.

Ces circonstances se retrouvent sans doute dans la plupart des pays, en Europe comme en Amérique, mais au lac Supérieur elles sont rendues bien plus embarrassantes par les difficultés de la vie matérielle dans des forêts inhabitées.

Les trois parties les mieux connues sont : la Pointe de Keweenaw, la contrée d'Ontonagon et l'Ile-Royale; dans les deux premières, les mines sont explorées très-activement, quelques-unes donnent des bénéfices considérables; l'Ile-Royale a maintenant presque entièrement perdu l'importance que

les relations des anciens voyageurs lui avaient donnée dans le commencement des entreprises; de tous les travaux ouverts il y a cinq ou six années, il ne reste plus que deux mines en activité.

Il en résulte que c'est à la Pointe de Keweenaw et dans la contrée d'Ontonagon, que les excursions peuvent être faites le plus facilement et avec le plus de fruit.

Pour exposer aussi clairement que possible la disposition des terrains, je décrirai d'abord les différentes parties du pays, je reviendrai ensuite sur la composition des roches principales et sur les alluvions, qui formeraient elles seules un vaste sujet d'études intéressantes.

§ I. — *Disposition générale des terrains.*

La carte d'ensemble de MM. Foster et Whitney s'étend vers le Sud jusqu'aux bords du lac Michigan, vers l'Est, au delà du saut Sainte-Marie; vers le Nord, elle indique la composition des terrains qui forment la côte anglaise; à l'Ouest, elle s'arrête aux limites de l'État de Wisconsin. La zone qui sépare les deux lacs, Supérieur et Michigan, présente la partie supérieure des terrains qui existaient sur toute la superficie, occupée maintenant par le grand lac, avant les soulèvements et les bouleversements, qui ont produit le relief actuel de la contrée.

Elle est formée en partie de calcaire magnésien, appartenant à l'époque silurienne inférieure, reposant sur des grès blancs et rouges. Sur la rive méridionale du lac Supérieur, le grès apparaît seul, en couches sensiblement horizontales, et présente en plusieurs points des escarpements très-élevés, avec des alternances de couches de couleurs différentes. Le point le plus remarquable est situé près de Grand-Island; son aspect pittoresque lui valut le nom de *pictured rocks*, déjà célèbre en Amérique.

Le granite et les roches métamorphiques forment la plus grande partie de la côte orientale, et deux massifs considérables, l'un au Nord du lac, très-voisin du rivage, l'autre au Sud de la Pointe de Keweenaw, depuis la Chocolate river jusque dans le Wisconsin.

Granite et roches métamorphiques. — Le granite et les terrains métamorphiques situés à l'Est, dans le Canada, sont jusqu'à présent très-peu connus; il en est de même du massif du Nord, dont la partie voisine du lac est seule tracée. Quant au massif du Sud, il a été parcouru dans la plus grande partie de son étendue, et ses limites sont exactement marquées sur la carte.

Sa direction générale est N 70° E, — sensiblement parallèle aux chaînes de montagnes de l'Ile-Royale, et à la direction du massif granitique du Nord. Il présente une série de montagnes arrondies, élevées de 300 à 400^{m} au-

dessus du niveau du lac, et séparées par des vallées peu profondes. Il est recouvert en grande partie par des roches que les géologues américains considèrent comme métamorphiques, par des gneiss, des micaschistes, des quartzites, du jaspe et des roches amphiboliques.

Des masses considérables de fer oxydé sont enclavées dans ces terrains, et paraissent se continuer jusqu'au contact du granite. Elles sont exploitées depuis plusieurs années avec une certaine activité, et quelques fourneaux ont été construits à peu de distance des rivières nommées Chocolate-River et Carp-River.

Le massif granitique est entouré par des grès, qui sont relevés de tous côtés jusqu'à une certaine distance, bien que sous un angle assez faible, et qui paraissent avoir été brisés et soulevés par le granite.

Au Nord de l'Ile-Royale, dans le Canada, le granite forme des montagnes élevées de 500 et 600^{m} au-dessus du niveau du lac, et a produit dans les terrains soulevés des dislocations beaucoup plus fortes que celles observées au Sud.

Trapp, conglomérats et grès. — L'Ile-Royale est formée de trapp, de conglomérat et de grès, disposés en bancs puissants et en couches rigoureusement parallèles, dirigés de N 65° E à S 65° O, et plongeant vers le Sud sous un angle très-faible, de 8 à 10° avec l'horizontale.

La côte américaine, comprenant : la Pointe de Keweenaw, la région voisine du lac du Portage, et la contrée d'Ontonagon, renferme des trapps, des conglomérats et des grès, également en bancs et en couches parallèles entre eux, plongeant vers le Nord et vers le Nord-Ouest sous un angle variable de 25 à 55°.

Entre le trapp, qui se présente en montagnes assez élevées, depuis l'extrémité de la Pointe de Keweenaw jusque dans l'État de Wisconsin, et le grand massif granitique du Sud se trouve une vaste formation de grès, arrivant vers l'Est jusqu'aux bords du lac, terminée à l'Ouest par le trapp. Dans cette partie, le grès est presque partout en couches sensiblement horizontales, mais se relève avec une inclinaison variable au contact du trapp, du granite et des roches métamorphiques. Des lambeaux de calcaire magnésien ont été constatés à l'Ouest de la baie de Keweenaw : leur présence démontre l'identité des grès de la Pointe de Keweenaw avec ceux de la rive méridionale.

Les alluvions, comprenant : des galets et graviers, des argiles et des sables, couvrent la plus grande partie de la contrée ; elles contiennent des blocs erratiques qui assignent à leur formation une époque peu reculée.

Enfin à l'Est, l'île Michipicoten est presque entièrement composée de trapp, analogue à celui de la Pointe de Keweenaw, et dans lequel on a constaté la présence du cuivre natif et des minerais du cuivre en filons.

Je vais maintenant considérer avec plus de détails les parties les mieux explorées et les plus importantes par l'énorme richesse en cuivre qu'elles contiennent; la Pointe de Keweenaw, la contrée d'Ontonagon et l'Ile-Royale.

Pl. XII. — *Pointe de Keweenaw.* — On nomme *Pointe de Keweenaw* la langue de terre qui s'avance vers le milieu de la côte méridionale du lac, en formant une courbe dont la convexité est tournée vers le Nord. Elle est presque séparée de la terre ferme par le lac Portage, dont la position, entre le fond de la baie de Keweenaw et la côte au Nord indique une cassure transversale de tous les terrains. La constitution géologique est du reste la même des deux côtés de ce lac étroit, et les différences que présentent entre elles la Pointe de Keweenaw et la contrée d'Ontonagon ne paraissent avoir aucune relation avec cette séparation purement géographique.

La nature des terrains qui composent la Pointe de Keweenaw, vers son extrémité orientale, peut être observée plus nettement que dans les autres parties de la contrée, par suite de l'absence presque complète des alluvions, absence qui peut être attribuée à une dénudation partielle.

Deux chaînes de montagnes, parallèles et peu distantes, toutes deux composées de trapp plus ou moins cristallin, marquent l'axe central de la Pointe. La plus importante au point de vue géologique, les *Bohemian mountains*, s'étend sans interruption depuis l'extrémité orientale jusqu'au lac Portage, et de là vers l'Ouest, jusque bien au delà de l'Ontonagon. C'est suivant sa direction qu'a dû se faire le soulèvement de tous les terrains.

L'autre, située au Nord de la première, court parallèlement à la côte, de l'extrémité de la Pointe à la mine Albion; ce n'est qu'une bande particulière de la formation trappéenne, et l'intérêt qu'elle présente est purement local. Elle est, à la Pointe de Keweenaw seulement, l'horizon le plus remarquable pour les exploitants; reconnue peu métallifère, elle sépare les deux zones de trapp dans lesquelles les filons sont riches en cuivre.

Au Sud des Bohemian mountains, le grès s'appuie sur le trapp et plonge vers le Sud sous un angle assez fort, mais qui devient de plus en plus faible, à mesure que la distance au trapp est plus grande.

Au Nord, on rencontre d'abord des bandes de trapp plongeant vers le Nord et vers le Nord-Ouest, ensuite des couches et des bancs de conglomérat, de trapp, de grès, et enfin des grès pareils à ceux du Nord, et présentant, comme eux, une inclinaison décroissante quand on les observe en des points plus éloignés de l'axe du soulèvement.

Bohemian Mountains. — La chaîne de montagnes principales est composée de trapp cristallin, porphyrique et syénitique, disposé par bandes mal définies et qui paraissent parallèles à la direction générale de tous les terrains. Comme cette disposition est moins marquée que dans les autres parties de

la formation, on désigne souvent la roche sous le nom de trapp non stratifié (*unbedded trap*).

Le versant méridional plonge vers le Sud et vers le Sud-Est, sous un angle assez variable, mais compris en général entre 35 et 55°; le versant septentrional présente l'inclinaison inverse vers le Nord et le Nord-Ouest, sous un angle de 30 à 35°. Plus à l'Ouest l'inclinaison est plus grande; et dans la région d'Ontonagon elle atteint 55°.

Les points les plus élevés des Bohemian Mountains ne dépassent pas 290 mètres au-dessus du niveau du lac, mais les vallées transversales sont peu profondes, et cette chaîne forme la ligne de partage des eaux, depuis le lac la Belle jusqu'au lac Portage.

Vers le Sud, le trapp est séparé du grès par une couche de chlorite, de 50 mètres de puissance; la chlorite est très-fissurée, en partie altérée, et contient du feld-spath, du fer oxydulé, de l'amphibole hornblende : dans certaines parties elle passe au trapp amygdaloïde, et contient des veines irrégulières, dans lesquelles plusieurs compagnies ont fait des travaux d'exploration peu productifs.

A l'Est le trapp cristallin ne s'avance pas jusqu'à l'extrémité de la pointe; il est remplacé par le trapp compacte, du milieu duquel s'élève le Mont-Houghton, entièrement composé de jaspe, roche qui se prolonge jusqu'au rivage de la baie de la Bête-Grise.

Zone métallifère du Sud. — Au Nord des Bohemian Mountains la surface du sol présente une vallée longitudinale très-irrégulière, en grande partie couverte par des alluvions : la vallée est très-large près de Cliff-Mine, très-étroite au contraire vers l'extrémité orientale de la pointe. Dans tous les endroits où il a été possible d'observer la roche, on a trouvé le trapp, compacte, grenu ou amygdaloïde, formant des bancs puissants, séparés souvent par des lits de grès ou de conglomérat. On n'a du reste bien exploré que la partie située au Nord des rivières, Eagle-River, Little-Montreal-River; les mines de cuivre natif, exploitées au pied de la seconde chaîne de montagnes, ont valu à cette bande de trapp le nom de zone métallifère du Sud. Son étendue en largeur est d'environ 2,500 mètres, et lui assigne une puissance de 1,200 à 1,300 mètres.

Greenstone. — La vallée située au Nord des Bohemian-Mountains est limitée par des escarpements assez élevés de trapp à texture cristalline, nommé greenstone. Ce nom est assez impropre, puisque toutes les variétés de trapp sont colorées en vert plus ou moins foncé; je le conserverai cependant pour éviter toute confusion entre cette roche et le trapp cristallin et porphyrique du Sud.

Le Greenstone forme une chaîne de montagnes élevées de 180 à 200 mètres

au-dessus du niveau du lac, composées de bancs puissants parallèles entre eux, et à ceux de la zone métallifère du Sud. La direction est à peu près E.-O. auprès de Copper-Harbor; elle tourne un peu vers le Sud à l'extrémité de la pointe de Keweenaw, et vers l'Ouest elle devient progressivement N.-E. à S.-O. — Les plateaux étroits et accidentés qui en marquent le sommet, ne sont interrompus que par la vallée profonde, dans laquelle la rivière Eagle-River coule au Nord pour se jeter dans le lac.

La vallée d'Eagle-River, aussi bien que l'inflexion des bandes de tous les terrains, indiquent une cassure transversale moins prononcée que celles du Portage-Lake.

L'inclinaison des bancs de greenstone est vers le Nord et le Nord-Est, de 25 à 30°, et la ligne de *pente* est sensiblement normale au rivage.

Au Sud le greenstone est séparé du trapp amygdaloïde, sur lequel il repose, par un lit de conglomérat et par une bande feldspathique contenant du cuivre natif : au Nord il est recouvert par des bancs parallèles de trapp compacte, amygdaloïde et grenu, qui composent la zone métallifère du Nord.

La distance horizontale entre le lit de conglomérat et le trapp compacte est assez variable, de 400 mètres à 700 mètres, en sorte qu'il est difficile de distinguer quelle est la puissance réelle du greenstone; on peut l'évaluer approximativement à 300 mètres.

Zone métallifère du Nord. — Les filons explorés à la pointe de Keweenaw traversent la roche à texture cristalline dont il vient d'être question, mais ne contiennent pas assez de cuivre pour être exploités; ils deviennent plus riches dans la bande de trapp qui recouvre le greenstone, composée, comme celle du Sud, des variétés, compacte, amygdaloïde, grenue, formant des bancs puissants, séparés souvent par des lits de grès et de conglomérat.

A la partie orientale de la pointe de Keweenaw, la zone métallifère du Nord est bien à découvert; elle présente des collines ondulées, généralement parallèles au rivage, et dont la hauteur est toujours moindre que celle des montagnes de greenstone; leur pente vers le lac est à peu près celle des bandes du terrain, 25 à 30°; leur inclinaison vers le Sud est au contraire plus forte, et presque perpendiculaire à la pente vers le Nord.

A l'Ouest, le trapp est en partie recouvert par des alluvions, mais il est facile de se convaincre que la disposition est la même qu'à l'Est.

L'étendue horizontale du trapp au Nord du greenstone est comprise entre 1,700 mètres et 2,400 mètres, et par conséquent la somme des puissances des différents bancs est de 1,100 mètres à 1,200 mètres.

Alternances. — Au Nord de cette seconde zone métallifère se présentent des couches alternantes de conglomérat, de grès et de trapp compacte ou amygdaloïde. Toutes les couches sont parallèles aux bancs de trapp et plon-

gent vers le Nord, et ensuite vers le Nord-Ouest sous le même angle de 25 à 30°.

MM. Foster et Whitney, dans le rapport qu'ils ont adressé au gouvernement des États-Unis, sur la géologie du lac Supérieur, annoncent avoir observé que le grès et le conglomérat sont fortement altérés au contact du trapp, mais seulement lorsque cette roche repose sur eux.

La même altération n'est pas apparente aux points où le conglomérat et le grès reposent sur le trapp[1]; de là ces géologues tirent la conclusion que le trapp est arrivé en fusion sur les roches sédimentaires, tandis que celles-ci ne se sont déposées sur le trapp qu'après son refroidissement complet.

CONGLOMÉRAT. — Aux alternances dont je viens de parler, succèdent vers le Nord des bancs très-épais de conglomérat rougeâtre, contenant plusieurs couches de grès. Cette roche est encore bien parallèle au trapp et présente la même inclinaison, de 25 à 30° vers le Nord et vers le Nord-Ouest; son épaisseur est considérable, car en évaluant son étendue horizontale, perpendiculairement à la direction, on ne trouve pas moins de 1,800 à 2,000 mètres de conglomérat, ce qui porte à 1,000 mètres, et même jusqu'à 1,100 mètres, la puissance de cette formation.

AMYGDALOÏDE. — La grande zone de conglomérat est recouverte par des bancs assez puissants de trapp amygdaloïde, séparés par des lits très-minces de grès, et conservant le plus complet parallélisme avec les formations inférieures : elle s'élève très-peu au-dessus du niveau du lac et forme des écueils très-dangereux sur le rivage, depuis Agate-H. jusqu'à Cat-Harbor. La puissance de cette bande amygdaloïde n'atteint pas 250 mètres et son étendue horizontale ne peut être bien constatée qu'entre Copper-Harbor et Agate-Harbor ; elle ne dépasse pas 450 mètres.

CONGLOMÉRAT, GRÈS. — Une seconde zone de conglomérat est superposée au trapp amygdaloïde, mais ne paraît sur le bord du lac que depuis l'extrémité de la pointe jusqu'à la baie de Agate. — Elle s'élève seulement de quelques mètres au-dessus du niveau de l'eau, en formant une falaise irrégulière et dépourvue de toute végétation. — Les ports de Copper-Harbor, Agate-H., grand Marais-H., Eagle-H., Cat-H., sont en partie dans le conglomérat, en partie dans la bande de trapp amygdaloïde.

A l'Ouest de Cat-Harbor les alluvions couvrent le rivage et la plus grande partie de la contrée, et ne permettent pas de reconnaître la succession des terrains aussi nettement que vers l'Est. Au Nord de la grande zone métallifère on ne distingue plus qu'une faible épaisseur de conglomérat, mais des

1. Cependant, dans la contrée d'Ontonagon, on observe le jaspe au-dessus du trapp.

collines de grès rouge, de grès feldspathique rougeâtre et de grès blancs. — Les couches de grès sont parallèles aux bandes du trapp, l'inclinaison est toujours vers le Nord-Ouest, mais l'angle diminue progressivement. Auprès du lac Portage, le rivage est éloigné du trapp de plus de 4,000^{m}, et le grès paraît plonger sous un angle de 20 à 22° seulement. La décroissance de l'angle d'inclinaison est du reste bien plus prononcée au Sud-Ouest du Portage, et jusque dans la contrée d'Ontonagon.

Région du lac Portage. — Entre la mine Albion et le lac Portage, la grande formation du trapp ne présente pas tout à fait la même disposition que dans la partie orientale de la Pointe de Keweenaw. — La bande de greenstone cesse d'être distincte, et par suite les deux zones métallifères sont réunies en une seule, limitée vers le Sud-Ouest par les montagnes de trapp cristallin et porphyrique, et vers le Nord-Ouest par les conglomérats. Les bancs de trapp, amygdaloïde et compacte, sont encore séparés par des lits très-minces de conglomérat ou de grès ; ils sont dirigés Nord-Est à Sud-Ouest, et plongent vers le Nord-Est sous un angle de 30 à 35°.

La région du Portage présente une différence bien plus grande pour la disposition des gisements de cuivre natif : dans toute la contrée où les montagnes de greenstone sont apparentes, le cuivre se trouve dans des filons coupant presque à angle droit tous les terrains ; vers le lac Portage, les gisements de cuivre sont intercalés entre les bancs de trapp, et plusieurs couches amygdaloïdes sont pénétrées de cuivre.

Grès du Sud. — Au Sud des Bohemian-Mountains tout le pays est composé de grès, depuis la baie de la Bête-Grise jusqu'à l'Ouest de l'Ontonagon. Dans la partie qui appartient à la pointe de Keweenaw, limitée au lac Portage, le grès est dirigé parallèlement au trapp et plongé vers le Sud-Est, au contact de cette roche, sous un angle de 30 à 50°. Son inclinaison diminue vers le Sud, et sur les bords de la baie de Keweenaw les couches sont horizontales, ou même présentent en plusieurs endroits une légère inclinaison vers le Nord.

L'apparence du grès est à peu près la même dans le voisinage et à une grande distance du trapp : il est rouge ou seulement peu coloré, et les couches ne présentent pas des différences aussi tranchées dans leur couleur que sur la côte méridionale du lac Supérieur, aux Pictured-Rocks. Auprès du trapp, on a constaté la présence des conglomérats, mais ils sont loin de présenter, à la surface du sol, le même développement qu'au Nord.

Coupes du terrain. — La succession des terrains est représentée par les coupes tracées Pl. XIII, *fig.* 2 et 3. La première passe par la mine de Cliff, dans la direction N. 35° O. à S. 35° E. ; la seconde a été relevée sur les plans de la mine de Copperfalls, et ne comprend que les terrains situés au Nord du

Greenstone ; pour la seconde coupe passant par le filon de Copperfalls, les épaisseurs horizontales des bancs et des couches de trapp, de conglomérat et de grès, sont les suivantes :

Greenstone	500^m,00
Trapp compacte, grenu, amygdaloïde	2,100^m,00
Conglomérat	3^m,50
Amygdaloïde	26^m,50
Conglomérat et grès	32^m,60
Trapp en grande partie amygdaloïde	132^m,00
Conglomérat et grès	13^m,00
Amygdaloïde	10^m,50
Grès	8^m,25
Amygdaloïde	110^m,00
Conglomérat et grès	133^m,00
Amygdaloïde	58^m,00
Grande zone de conglomérat et grès	1,660^m,00
Amygdaloïde	jusqu'au lac.

Contrée d'Ontonagon. — Au Sud-Ouest du lac Portage et jusque bien au delà de la rivière Ontonagon, la disposition générale des terrains est en grande partie la même qu'à la Pointe de Keweenaw. Le trapp forme des chaînes de montagnes assez élevées, présentant le double pendage vers le Nord-Ouest et vers le Sud-Est, sur lesquelles s'appuient des conglomérats et des grès. Les alluvions couvrent presque toute la contrée, ne laissant à découvert que les sommets des montagnes, et empêchent de reconnaître les limites exactes des différentes formations.

Trapp. — Les montagnes les plus élevées sont encore formées de trapp porphyrique ou syénitique, et sont la continuation de la chaîne des Bohemian-Mountains; elles marquent la direction un peu sinueuse, suivant laquelle a eu lieu le soulèvement. Auprès du lac Portage, cette direction est N.55°E. à S.35°O., et plus loin, vers l'Ontonagon, elle est notablement différente, N.65°E. à S.65°O. Au Sud, le trapp cristallin et porphyrique passe presque immédiatement sous les conglomérats et sous les grès ; au Nord, il est recouvert par des bancs successifs de trapp, compacte, grenu, amygdaloïde, épidotique, séparés les uns des autres par des lits très-minces ou par des couches de conglomérats et de grès.

Ces bancs sont parallèles au trapp porphyrique, et plongent vers le N.-O., sous un angle un peu variable, de 55 à 65°; leur inclinaison est par conséquent bien plus forte que celle observée à la pointe de Keweenaw.

La partie voisine du lac Portage est assez peu connue, et n'a pas donné lieu jusqu'ici à des travaux de mines permanents; le trapp est principalement compacte, et ne présente pas une grande épaisseur; il n'a guère plus

de 5 kilomètres vers le Nord, et 2 kilomètres seulement, auprès du sentier qui conduit de Misery-River à l'ancienne Mission catholique, établie jadis au fond de la baie de Keweenaw. La puissance de la zone de trapp augmente graduellement vers le S.-O., et près de la rivière d'Ontonagon, la distance horizontale qui sépare les grès du Nord et du Sud varie de 6 à 8 kilomètres.

La partie la mieux explorée, celle à laquelle on donne plus spécialement le nom de région métallifère d'Ontonagon, s'étend depuis la mine d'Algonquin jusqu'à la mine de Trap-Rock. Dans cette partie, le trapp forme plusieurs séries de montagnes elliptiques, très-allongées, terminées par des plateaux étendus, élevés de 20 à 30 mètres au-dessus des vallées voisines et de 180 à 280 mètres au-dessus du niveau du lac. Ces montagnes peuvent être rapportées à trois chaînes parallèles, dont la disposition est indiquée dans la coupe représentée dans la *fig.* 4, Pl. XIII. La direction de la coupe est du N.-O. au S.-E; elle passe par la mine de Minnesota, la plus importante de toutes celles qui sont exploitées dans cette partie du lac Supérieur.

La chaîne du Sud est la plus élevée, plusieurs sommets atteignent 250 et 280 mètres au-dessus du lac. Elle est composée de trapp cristallin, légèrement porphyrique, de trapp compacte qui se remarque principalement vers le versant méridional, et même de trapp amygdaloïde sur le versant opposé. La roche est disposée par bancs épais, dont le pendage est inverse sur les deux versants; au Sud ils sont recouverts par les conglomérats et les grès, dont les couches parallèles, mais un peu brisées, plongent de 50° vers le Sud. De l'autre côté, la roche amygdaloïde paraît former toute la vallée de Minnesota, couverte par des alluvions argileuses; la disposition et l'inclinaison des bancs ne peuvent être bien observées que dans les travaux faits au pied de la seconde chaîne de trapp compacte.

La séparation des deux variétés de trapp est marquée par deux couches de grès et de conglomérat, de 10 et 5 mètres de puissance, plongeant vers le N.-O., sous un angle de 55°; les bancs de trapp des deux côtés ont la même inclinaison.

Entre le conglomérat et le trapp compacte se trouve un filon extrêmement riche en cuivre et en argent natifs, et présentant plusieurs veines détachées dans le trapp compacte; elles courent en direction parallèlement au terrain en coupant les bancs sous un angle assez aigu. Ces veines sont riches en cuivre natif, mais ne contiennent pas d'argent; je reviendrai avec plus de détails sur leur disposition dans le chapitre suivant.

Sur le versant septentrional de la chaîne du Sud, on exploite des gisements analogues, caractérisés comme les précédents par de grandes masses d'épidote, intercalées entre les bancs de trapp et pénétrant jusqu'à une certaine

distance dans l'amygdaloïde. On a reconnu de même en plusieurs points la présence de couches de grès et de conglomérat, marquant la séparation des bancs de trapp de nature différente, compacte et amygdaloïde; les couches et les bancs plongent tous vers le N.-O., sous un angle peu différent de 55°.

La chaîne médiane de trapp compacte est moins élevée que celle du Sud; ses plateaux ne dépassent pas 200 mètres de hauteur au-dessus du lac. Au Nord, elle présente encore une couche mince de grès, à laquelle succèdent des bancs de trapp compacte et amydaloïde, recouverts dans la vallée par une grande épaisseur d'alluvions argileuses, et formant la troisième chaîne, nommée chaîne du Nord.

Peu d'explorations ont été faites de ce côté, mais elles suffisent pour montrer que l'allure du trapp est la même que vers le Sud, c'est-à-dire qu'il présente des bancs puissants, parallèles entre eux, plongeant au N.-O. sous un angle de 50°, et séparés parfois par des couches de grès ou de conglomérats.

La limite du trapp vers le Nord est marquée par des couches de jaspe, de grès et de conglomérats, sur lesquelles s'appuient les grès qui paraissent s'étendre sous les alluvions jusqu'aux bords du lac.

Les montagnes de trapp ne sont pas continues, mais sont composées de chaînons allongés, séparées par des vallées transversales, les unes très-larges et profondes, les autres fort étroites et assez élevées. La chaîne du Sud est cependant, presque partout, la ligne de partage des eaux, et les vallées dans lesquelles les rivières peuvent les traverser pour couler au Nord vers le lac, résultent évidemment de cassures de tous les terrains. La plus remarquable est la vallée de l'Ontonagon, rivière dont la branche occidentale coule au pied du versant méridional du trapp depuis le lac Agogebic.

L'alignement des chaînons appartenant à la même chaîne n'est pas toujours régulier; les discordances s'observent principalement aux vallées analogues à celles de l'Ontonagon, indiquant la position des failles principales, qui doivent s'étendre normalement à la direction des bancs de trapp; elles sont en relation évidente avec les changements et les inflexions que présente cette direction.

Ces failles n'ont pas encore été bien étudiées, mais leur importance est trop grande pour que l'attention des directeurs des mines ne soit pas bientôt appelée sur elles.

Dans les travaux entrepris dans la contrée d'Ontonagon, les gisements situés dans la chaîne médiane, dans la même position que ceux de Minnesota, le cuivre est bien plus abondant, et présente des masses bien plus considérables que dans les gisements du Sud. Partout où l'alignement des chaînons a été dérangé par des failles, il est maintenant difficile de reconnaître la situation

exacte des travaux commencés, tandis que l'étude complète des systèmes de failles et des dérangements qu'elles ont produits, indiquerait si on est placé sur le prolongement de la chaîne médiane ou sur un chaînon détaché du système méridional. On obtiendrait par là une indication précieuse au commencement des travaux d'exploration, celle de la richesse possible du gisement.

Porcupine-Mountains. — A l'Ouest de la contrée d'Ontonagon le trapp prend une direction très-voisine de E.-O., et se montre à la surface sur une immense étendue; au Sud il s'étend jusqu'au granite, par lequel il a été visiblement soulevé; au Nord, il se présente jusqu'auprès du rivage en une branche assez irrégulière, dont l'ensemble a la forme d'un croissant. Ce sont les Porcupine-Mountains, dans lesquelles on a fait plusieurs recherches de mines, qui n'ont pas donné de bons résultats. Ces montagnes sont élevées de 250 à 300 mètres au-dessus du niveau du lac, et sont entourées par les conglomérats et par les grès, brisés et soulevés.

Elles sont composées de deux roches bien différentes : le jaspe vers le Sud, le trapp compacte et cristallin vers le Nord.

L'aspect de la contrée, la disposition des bancs et des couches de jaspe, de trapp, de conglomérat, de grès, les alternances du trapp et des roches sédimentaires, offrent l'analogie la plus grande avec tous les faits observés à l'extrémité orientale de la pointe de Keweenaw.

Le trapp se prolonge certainement à une grande distance vers l'Ouest dans l'État de Wisconsin et les excursions faites par de hardis aventuriers ont fait connaître l'existence de gisements de cuivre natif bien au delà des limites du Michigan. Ce ne sera, du reste, que dans un avenir assez éloigné que les exploitants se porteront vers l'Ouest, car les conditions d'approvisionnements et de transports seront plus défavorables qu'à la pointe de Keweenaw et dans les régions du Portage et de l'Ontonagon.

Conglomérats et grès.—Les conglomérats se présentent en bancs assez puissants des deux côtés du trapp; mais leur épaisseur n'est pas comparable à la grande zone observée près de Agate-H. et de Copper-Harbor. Il ne faut cependant pas en conclure que réellement il y ait moins de conglomérat dans la région d'Ontonagon qu'à la pointe de Keweenaw; les alluvions couvrent les terrains sur une étendue trop grande pour qu'il soit possible de rien affirmer à cet égard.

Les conglomérats n'ont pas encore été signalés entre le lac Portage et la mine Algonquin : entre cette mine et celle de Douglas-Houghton, les bancs de conglomérats sont aussi puissants à l'Est et à l'Ouest : dans cette partie, le trapp est dirigé N. 25°E. et S. 25°O., et l'axe de soulèvement est à peu près au milieu de la zone de trapp.

Plus à l'Ouest, la direction du trapp est presque parallèle à la côte; la chaîne des montagnes à double pendage est plus rapprochée de la limite méridionale du trapp, les conglomérats se présentent en bancs plus puissants vers le Nord que vers le Sud.

J'indiquerai plus loin que cette disposition des couches sédimentaires peut être expliquée par l'obliquité de la cassure, produite par le soulèvement dans les terrains de trapp, de conglomérat et de grès.

Les grès présentent dans la région d'Ontonagon un immense développement, et forment des deux côtés du trapp deux bandes, dont la largeur dépasse en plusieurs points 25 et même 30 kilomètres. Celle du Nord arrive jusqu'aux bords du lac; celle du Sud est limitée par les roches métamorphiques, par le granite et par le trapp.

Les grès du Nord sont recouverts en grande partie par les alluvions, et leur disposition n'est en évidence qu'en un certain nombre de points; ils sont en général colorés en rouge par de l'oxyde de fer, mais plusieurs couches sont presque blanches, et les alternances reproduisent, sur une échelle moindre, l'effet curieux des Pictured-Rocks. Au contact du trapp et du conglomérat les grès plongent vers le N.-O. sous un angle assez variable, mais toujours à peu près égal à l'angle d'inclinaison des bandes de trapp. Près du rivage, leur pendage est au contraire très-faible de 4 à 10°, et on peut admettre que les couches de grès sont d'autant moins inclinées qu'on les observe à une plus grande distance de la zone de trapp.

Auprès des Porcupine-Mountains, le grès est brisé et se relève de tous côtés, sur le jaspe au Sud, sur le trapp à l'Ouest, au Nord et à l'Est.

Les grès du Sud présentent une disposition analogue : leurs couches sont inclinées au contact du trapp et du conglomérat, deviennent sensiblement horizontales à une certaine distance, et se relèvent de nouveau, en présentant l'inclinaison inverse, auprès des roches métamorphiques, du granite et du trapp, qui les limitent vers le Sud.

A l'Ouest, le grès se termine en pointe sur le trapp; ses brisures et ses inclinaisons démontrent qu'il a été soulevé de deux côtés.

En plusieurs endroits, le grès forme des montagnes isolées, et les couches disloquées plongent vers tous les points de l'horizon, apparence qu'on peut expliquer par un soulèvement local, dont l'intensité n'a pas été assez grande pour faire arriver le trapp jusqu'au jour.

L'explication est rendue plausible par l'existence de montagnes isolées de trapp, dont les bancs plongent de la même manière vers tous les points de l'horizon, et sur lesquelles les couches de grès se relèvent de tous côtés. Le point le plus remarquable est la *Silver Mountain*, indiquée sur la carte de MM. Foster et Whitney.

Calcaire magnésien. — Pendant les excursions nombreuses que l'exécution de la carte géologique a rendues nécessaires, on a constaté l'existence de plusieurs lambeaux de calcaire magnésien reposant sur le grès horizontal[1]. Ils sont brisés et disloqués, mais présentent l'analogie la plus grande avec les calcaires qui s'étendent à l'Ouest du Saut-Sainte-Marie, sur la bande de terrain qui sépare le lac Supérieur du lac Michigan.

L'existence du calcaire magnésien au Sud du trapp, est un fait de la plus grande importance, car elle prouve en même temps l'identité des grès qui existent au Nord et au Sud du trapp avec ceux qui forment la côte méridionale du Sud, et la violence du bouleversement qui a été causé par le soulèvement des trapps, des conglomérats et des grès.

Elle démontre également que le soulèvement n'a pu avoir lieu que postérieurement au dépôt des calcaires, c'est-à-dire après l'époque silurienne inférieure.

Pl. XII. — *Ile-Royale.* — L'Ile-Royale est située en face de la pointe de Keweenaw, à une distance assez faible pour qu'on puisse l'apercevoir, par les beaux temps, des montagnes de Copper-Falls. Elle est allongée dans la direction N. 65° E. à S. 65° O.; sa longueur dépasse 75 kilomètres, tandis que sa plus grande largeur n'atteint pas 14,000 mètres.

Au Nord-Est, elle présente des baies très-profondes, séparées par des montagnes parallèles, que leur forme a fait comparer aux doigts de la main.

Dans les baies, l'eau est très-profonde, principalement vers la côte du Sud, et les navires peuvent y chercher un refuge contre les tempêtes. Le plus important des ports de cette partie de l'île est Rock-Harbor; sur ses bords, la compagnie Siskawit M.-C. a commencé des travaux dans un filon de cuivre, qui paraît jusqu'à présent d'une richesse contestable[2].

La côte septentrionale est peu accidentée, et présente dans toute son étendue des falaises élevées et des écueils dangereux. — Au Sud-Ouest, le rivage présente plusieurs baies bien abritées; celle de Washington-Harbor pourrait être transformée en un port magnifique si cette partie de l'île était habitée.

Sur la côte méridionale, l'immense baie de Siskawit, dans le grès et le conglomérat, pourrait recevoir des flottes entières.

L'Ile-Royale est presque entièrement composée de trapp, et ne présente des conglomérats et des grès que vers son extrémité méridionale.

1. Un de ces lambeaux se trouve à une vingtaine de kilomètres à l'Ouest du fond de baie de Keweenaw.

2. La mine de *Siskawit* et celle voisine de *Ohio and traprock* ne fournissent pas plus de 40 tonnes de cuivre par an.

La surface du sol est très-accidentée, tout en offrant une disposition générale assez simple et facile à saisir; les différentes variétés de trapp, compacte, grenu, amygdaloïde, en bancs assez puissants, séparés par des couches de grès et de conglomérats, forment des montagnes rigoureusement parallèles à la direction générale de l'île, élevées de 150 à 200 mètres au-dessus du niveau du lac.

Vers le Nord, leurs flancs sont escarpés; vers le Sud, au contraire, leurs pentes sont très-douces, et varient, comme l'inclinaison des bancs, de 10 à 12° vers le S.-E.

Les conglomérats s'appuient sur le trapp, et leurs couches plongent aussi vers le S.-E. sous un angle de 10 à 12°; ils sont recouverts par les grès, dont l'inclinaison est la même.

En rapprochant cette disposition de celle de la pointe de Keweenaw, il est impossible de ne pas reconnaître l'identité des deux terrains; au Sud, on distingue bien la ligne des Bohemian-Mountains, suivant laquelle a eu lieu le soulèvement; à l'Ile-Royale on pourrait admettre, en raison de la faible inclinaison des couches, que le soulèvement a été produit par le granite, qui apparaît en montagnes élevées sur la côte du Canada.

§ II. — *Description des roches.*

Dans le paragraphe précédent, j'ai passé rapidement sur les caractères des roches différentes, afin de ne pas compliquer l'exposé de la disposition des terrains : il importe de revenir sur ces détails intéressants avant de commencer la description des gisements de cuivre.

Je ne veux parler que des roches qui se trouvent dans la région d'Ontonagon et à la pointe de Keweenaw, les deux parties les plus intéressantes en raison de la richesse des mines de cuivre et du développement qu'ont pris les travaux pendant ces dernières années.

Trapp. — Le trapp forme des bancs très-différents les uns des autres par leur aspect et par leur structure. La roche paraît être un mélange plus ou moins intime d'amphibole hornblende et de feldspath labrador : ces minéraux sont parfois en cristaux distincts, parfois en grains imperceptibles.

La chlorite et le fer oxydulé entrent presque toujours en notable proportion dans la composition du trapp, et dans les cavités on trouve assez fréquemment des cristaux très-beaux de prehnite, d'analcime et d'épidote.

La chlorite est souvent en proportion tellement forte, que le trapp paraît être un mélange de feldspath et de chlorite, renfermant très-peu d'amphibole.

Le fer oxydulé est presque toujours en petits cristaux discernables, quelquefois cependant on ne peut le distinguer à la vue simple; mais sa présence

est toujours accusée par l'action énergique produite sur l'aiguille aimantée : tantôt l'aiguille de la boussole est déviée de plusieurs degrés de la position normale, tantôt elle oscille rapidement de part et d'autre d'une position d'équilibre.

Cette action sur la boussole est extrêmement embarrassante, soit pour lever les plans dans les mines, soit pour se diriger dans les forêts. Elle varie d'un banc de trapp à l'autre, et l'étude de ces variations, comparées à la richesse des filons exploités, pourrait donner des résultats intéressants ; l'électricité a joué certainement un grand rôle dans le dépôt du cuivre à l'état natif, et la conductibilité du trapp doit être en relation avec l'action que cette roche exerce encore maintenant sur la boussole.

L'épidote verte plus ou moins mélangée de quartz et de calcaire, se présente en masses considérables entre les bancs de trapp et pénètre à une assez grande distance dans la roche amygdaloïde ; ce fait n'a pas encore été observé à la pointe de Keweenaw, mais il est fréquent dans la région du lac Portage et dans la contrée d'Ontonagon.

Les cristaux définis d'épidote, de prehnite, d'analcime, etc., sont en relation avec les filons qui traversent le trapp; ils ont été rencontrés plus fréquemment à la pointe de Keweenaw que partout ailleurs, probablement parce que dans cette partie le terrain a été beaucoup plus fissuré dans le soulèvement.

La structure des bancs de trapp présente de nombreuses variétés. — Certains bancs sont compactes, très-durs et très-chargés d'amphibole; d'autres ont une texture grenue et contiennent beaucoup de feldspath, visible en cristaux blancs et roses ; ils sont aussi durs que les premiers et ne sont pas considérés comme exerçant une bonne influence sur la richesse des filons. Cette opinion est peut-être mal fondée, et provient seulement de l'insuccès d'un petit nombre de tentatives faites dans cette roche. J'indiquerai dans le chapitre suivant que les filons sont extrêmement nombreux, mais que très-peu d'entre eux sont riches en cuivre ; on ne doit donc pas poser une règle générale au sujet du trapp à texture grenue, avant que l'influence de cette roche n'ait été constatée dans plusieurs filons productifs.

La variété de trapp la plus remarquable est celle qu'on nomme l'amygdaloïde ; elle est éminemment métallifère, c'est-à-dire qu'elle encaisse les parties les plus riches des filons productifs explorés jusqu'à présent. Elle est en général de couleur très-foncée, agit fortement sur l'aiguille aimantée, et présente de nombreuses cavités arrondies, communiquant entre elles par des fissures presque imperceptibles, remplies postérieurement par des minéraux divers.

C'est une roche bulleuse et finement fissurée, disposée en bancs plus irré-

guliers que ceux des autres variétés de trapp, comparable pour sa texture à une scorie pâteuse refroidie rapidement. Les minéraux qui remplissent les cavités sont : le quartz hyalin, l'agate, le feldspath, le calcaire blanc spathique, la chlorite fibreuse et rayonnée, l'épidote, la prehnite, l'analcime et même le cuivre natif.

Chaque banc d'amygdaloïde a ses minéraux particuliers : à la pointe de Keweenaw, au Nord et au Sud du Greenstone, les noyaux sont principalement formés de chlorite, de quartz et de feldspath ; au milieu de la zone métallifère du Nord, un bânc d'amygdaloïde a été pénétré par les matières des filons voisins, les noyaux sont composés de quartz, de calcaire, de chlorite et de cuivre natif. — On l'exploite à Copperfalls, et sa teneur en cuivre est assez élevée pour qu'on puisse espérer des résultats avantageux.

Auprès du Portage et dans la contrée d'Ontonagon, la roche amygdaloïde est de même pénétrée par l'épidote, le calcaire, le quartz, la chlorite ; le cuivre natif ne se présente que dans le voisinage immédiat des filons. Dans les noyaux contenant du cuivre on peut remarquer que le métal forme souvent une pellicule très-mince, enveloppant la chlorite et le calcaire.

L'agate n'est pas seulement en noyaux dans l'amygdaloïde, elle se présente souvent en veinules ou en nids, qui rappellent d'une manière frappante, bien que sur une moindre échelle, les célèbres gisements d'Oberstein. La bande amygdaloïde, voisine du rivage à Agate-Harbor, est celle qui paraît contenir les plus belles agates ; la baie doit son nom à cette circonstance observée par les premiers explorateurs.

Le greenstone est un trapp à texture cristalline, contenant beaucoup d'amphibole et de chlorite ; la couleur de la roche est plus ou moins foncée, suivant la proportion assez variable du feldspath.

Le trapp porphyrique des Bohemian-Mountains présente des cristaux bien nets de feldspath dans une pâte de couleur très-foncée, cristalline et renfermant beaucoup d'amphibole. La roche devient syénitique quand les cristaux de feldspath sont très-nombreux et rapprochés.

Le jaspe paraît être un grès feldspathique soumis postérieurement à l'action d'une haute température ; il accompagne les trapps porphyriques, au Mont-Houghton et dans les Porcupine-Mountains ; il est superposé au trapp dans la contrée d'Ontonagon.

Conglomérats. — Les conglomérats contiennent des galets arrondis de toute grosseur, de trapp compacte, amygdaloïde, cristallin, porphyrique et de jaspe, c'est-à-dire de toutes les roches dures autres que le granite existant dans la contrée ; ils sont empâtés dans un ciment compacte qui paraît être composé des mêmes matières. Les grès subordonnés dont les couches sont

comprises dans la formation des conglomérats, sont formés de grains de quartz et de feldspath, dans un ciment ferrugineux.

En observant attentivement les galets arrondis des conglomérats, on distingue des fissures très-fines, remplies par du calcaire spathique, qui paraissent se continuer dans la pâte ; elles indiquent un phénomène postérieur à la formation de ces terrains sédimentaires, probablement contemporain du remplissage des filons.

Grès. — Les grès couvrent la plus grande partie de la contrée et forment presque toute la côte, depuis le saut Sainte-Marie jusqu'au massif granitique, et depuis le lac Portage jusqu'au fond du lac. Un immense lambeau se présente encore entre le trapp et le granite, de la baie de la Bête-Grise jusqu'à la Black-River. La disposition des couches et leur apparence ne laissent pas le moindre doute sur l'identité des grès dans les différentes parties ; il s'est primitivement déposé en couches horizontales sur toute la contrée, au-dessus des roches qui ont maintenant la texture de conglomérat et de trapp.

Les couches de grès sont colorées en rouge plus ou moins foncé, les plus rapprochées du conglomérat sont très-chargées d'oxyde de fer ; les couches supérieures sont peu colorées, et la pâte devient calcaire pour celles immédiatement inférieures au calcaire magnésien.

Les grains sont presque toujours de quartz et de feldspath ; la pâte est ferrugineuse et ressemble à de la boue de consistance argileuse, telle que pourrait la donner la désagrégation et la décomposition partielle des roches amphiboliques. Les couches peu colorées et blanches ont une consistance assez faible, ne contiennent que très-peu ou même pas de ciment, excepté dans les parties supérieures de la formation dans lesquelles la pâte est calcaire.

Aucun fossile n'a encore été signalé dans les conglomérats et dans les grès, et leur âge ne peut être déterminé que par leur position au-dessous des calcaires magnésiens qui appartiennent à l'époque silurienne inférieure.

Fentes des terrains. — A la pointe de Keweenaw, depuis l'extrémité orientale jusqu'à la mine Albion, près de laquelle le greenstone cesse d'être apparent, les terrains de trapp, de conglomérat et de grès présentent de nombreuses fentes presque verticales toujours sensiblement normales à la direction des couches ; elles sont plus nombreuses et plus marquées dans le trapp que dans les terrains sédimentaires ; on peut les observer principalement dans le greenstone, sur le versant méridional qui présente la tranche du terrain bien à découvert. Auprès des coudes que forme la direction, les fentes sont tellement rapprochées que la roche trappéenne paraît avoir une structure colonnaire analogue à celle des basaltes.

Dans les grès, les fentes ne sont pas aussi rigoureusement normales à la stratification, et conservent leur parallélisme sur une assez grande étendue :

dans le conglomérat on distingue plutôt de grandes fractures que des fentes véritables.

Dans les régions du Portage et d'Ontonagon, le trapp n'est pas aussi fissuré que dans la partie orièntale de la Pointe; il paraît y avoir eu écartement des bancs successifs les uns des autres, en même temps que de grandes brisures indiquées par les vallées transversales. Les grès présentent encore des systèmes de fentes parallèles, presque verticales, mais assez écartées les unes des autres.

Calcaire magnésien. — Le calcaire magnésien se trouve seulement en quelques points à l'Ouest de la baie de Keweenaw, reposant sur des grès blancs; il n'a d'importance qu'au point de vue géologique, comme témoin de l'identité des grès de la contrée métallifère, avec ceux sur lesquels reposent les calcaires magnésiens, situés à l'Ouest du saut Sainte-Marie.

Dans ces calcaires on a trouvé des fossiles (presque tous des moules intérieurs) dans lesquels M. James Hall a reconnu les espèces suivantes qui appartiennent à la période silurienne inférieure.

Maclurea, Gastèropode Murchisonia ou Loxomena, Ambonychia orbiculata et amygdalina, Modiolopsis truncatus, Edmondia subtruncata, subangulata et ventricosa, Leptona sericea, Orthis, Crinoïdes glyptocrinus.

Résumé. — Avant de parler des alluvions qui couvrent sur une grande épaisseur la majeure partie de la contrée, il me semble utile de résumer en peu de mots la constitution géologique des bords du lac Supérieur.

On rencontre au lac Supérieur des roches de trois natures bien différentes :

1° Des roches déposées primitivement sous les eaux en couches horizontales, le calcaire magnésien, les grès et les conglomérats;

2° Des trapps, dont l'origine ignée est encore douteuse;

3° Des granites et des roches métamorphiques, dont l'apparition a certainement suivi le dépôt des autres terrains.

Le granite et les roches métamorphiques paraissent constituer les montagnes de toute la partie orientale du lac; vers le Nord, ils forment à une faible distance du rivage une chaîne très-élevée, dont la direction est sensiblement parallèle à celle de l'Ile-Royale, N. 65° E. à S. 65° O. Les trapps et les grès disloqués et relevés sur cette chaîne ne laissent pas le moindre doute que le granite ait été la roche soulevante, au moins dans cette partie du lac.

Sur la rive méridionale le granite, recouvert en partie par les micaschistes, le jaspe des roches amphiboliques, apparaît auprès du rivage, au Sud de la baie de Keweenaw, et s'avance jusque dans l'État de Wisconsin, dans la direction S. 70° O. Là encore les terrains ont été brisés et soulevés par cette roche, car on trouve au Nord comme au Sud les grès en couches horizontales à une

certaine distance du granite, disloqués et relevés au contact de cette chaîne de montagnes.

Il est fort difficile, dans l'état actuel des explorations faites dans cette partie de la contrée, d'émettre une opinion sur la nature première des roches amphiboliques en contact avec le granite, et désignées par les géologues américains comme métamorphiques.

Je me borne à signaler cette question intéressante qui s'écarte du but de mon mémoire, l'étude des gisements de cuivre.

Le trapp, sous différentes variétés, compacte, grenue, amygdaloïde, cristalline, porphyrique, se présente en bancs puissants, parallèles entre eux, parallèles également aux couches des conglomérats et des grès, et séparés assez fréquemment les uns des autres par des lits de ces deux roches sédimentaires.

Il apparaît tout le long de la côte du Canada, à l'Est et au Nord; à l'Ile-Royale et sur la côte américaine, depuis l'extrémité de la pointe de Keweenaw jusque bien loin vers l'Ouest, dans le Wisconsin.

Au Nord, le trapp est disloqué et relevé au contact du granite; à l'Ile-Royale les bancs sont inclinés vers le Sud de 10 à 12°, en plongeant sous les eaux du lac, recouverts en partie par les conglomérats et par les grès.

A la pointe de Keweenaw, la disposition du trapp est un peu complexe, et la direction n'est pas aussi régulière qu'à l'Ile-Royale. La direction des bancs présente plusieurs inflexions auxquelles semblent correspondre des cassures transversales de tous les terrains, et varie depuis E.-O. jusqu'à N. 10° E. à S. 10° O.

Dans toute son étendue, le trapp est divisé en deux parties par une chaîne de montagnes qui est en général plus rapprochée de la limite méridionale de la zone : le versant septentrional présente pour tous les bancs l'inclinaison vers le Nord, sous un angle variable de 25 à 55°; sur le versant opposé le pendage est vers le Sud, sous un angle compris entre 30 et 60°. Cette disposition prouve que les bancs de trapp ont été brisés suivant la direction de cette chaîne de montagnes, par une roche qui les a relevés en ne venant pas jusqu'à la surface. On peut conjecturer que cette roche soulevante est le granite, par analogie avec les positions respectives du trapp et du granite sur la rive septentrionale au Canada, et à l'Ouest à la limite du Minnesota.

Les Porcupine-Mountains, à l'Ouest de l'Ontonagon, représentent un soulèvement partiel tout à fait analogue, la présence du jaspe au Sud de ces montagnes, comme au mont-Houghton, l'aspect porphyrique du trapp, sont autant d'indices qui confirment la proximité du granite.

La disposition des bancs de trapp, au Nord et à l'Est, sur les rives cana-

diennes, au Sud, à la pointe de Keweenaw, et sur toute la côte américaine, démontre l'existence de cette roche sous la plus grande partie du lac.

Les conglomérats présentent en plusieurs parties de la contrée une puissance considérable, notamment à la pointe de Keweenaw, depuis l'île Manitou jusque vers Eagle-River, et à l'Ile-Royale vers son extrémité méridionale : ils sont moins en évidence vers l'Ouest, dans les régions du Portage et de l'Ontonagon.

Leurs couches inférieures, accompagnées de grès rouges, offrent des alternances curieuses avec les bancs supérieurs du trapp; elles ont été bien observées à la mine de Copperfalls, dont les galeries d'écoulement ont traversé presque tous ces terrains.

Les lits de conglomérats et de grès qui séparent les bancs de trapp, les alternances que présente la partie supérieure de la formation trappéenne, et principalement l'immense étendue et la régularité de ces alternances, semblent indiquer que les trapps ont été produits en même temps que la formation sédimentaire et non pas postérieurement aux dépôts des couches.

Les grès recouvrent partout les conglomérats et sont en stratification parfaitement concordante avec eux, ils s'étendent depuis le saut Sainte-Marie jusque dans l'État de Wisconsin, en trois bandes distinctes, appartenant à la même formation, brisée et soulevée par le massif granitique du Sud et par les trapps de la pointe de Keweenaw. Ils se prolongent certainement sous les eaux du lac, car ils apparaissent à l'Ile-Royale dans la position symétrique de celle qu'ils occupent sur la côte méridionale.

La bande de grès située le plus au Sud, présente sur le rivage du lac des escarpements qui permettent d'étudier la partie moyenne de la formation, marquée par des alternances de couches de couleur rouge et de couches faiblement colorées; de ce côté, la partie inférieure de la formation est cachée par les eaux du lac; la partie supérieure est composée de grès presque blancs, dont la pâte est calcaire.

Au contact du granite et des roches amphiboliques, les couches de grès sont relevées et plongent vers le Sud.

La seconde bande de grès, comprise entre le granite et le trapp, est relevée au contact des deux roches et présente la forme d'un immense fond de bateau.

Les couches de grès sont horizontales dans toute la partie moyenne de la bande; vers le Sud, au contact du granite, elles plongent vers le Nord; au Nord, au contact du trapp, elles plongent vers le Sud.

Il serait d'un grand intérêt de pouvoir étudier en détail la disposition des grès auprès du trapp; sur presque toute la ligne de séparation, qui s'étend de la pointe de Keweenaw à la Black-River, le grès repose presque immédiatement

sur le trapp et ne laisse apercevoir les conglomérats que sur une faible épaisseur, et seulement dans certaines parties. Il est certain cependant que les conglomérats doivent avoir de ce côté le même développement que vers le Nord, puisque vers les mines Algonquin et Douglas Houghton ils sont bien symétriques des deux côtés du trapp.

Entre ces deux mines, les montagnes de trapp possédant le double pendage, celles qui marquent l'axe du soulèvement, sont placées au milieu de la zone de trapp, tandis que partout ailleurs elles sont plus rapprochées de la limite méridionale. Ces dispositions portent à penser que la cassure des terrains s'est faite obliquement, et non pas toujours perpendiculairement aux couches; l'angle de brisure a dû être plus faible à la pointe de Keweenaw que dans la contrée d'Ontonagon; il a dû être très-voisin de 90° entre les mines précédemment citées.

Cette hypothèse explique assez bien comment les grès du Sud peuvent empiéter sur le trapp, et ne laissent pas apercevoir les tranches successives du trapp, des conglomérats et des grès, aussi bien que vers le Nord.

Dans cette zone de grès et vers la limite méridionale on a constaté plusieurs îlots, les uns de trapp, les autres de grès, présentant les bancs et les couches inclinés vers tous les points de l'horizon. Ils indiquent une série de soulèvements isolés, encore imparfaitement étudiés, pour lesquels la roche soulevante n'a pas traversé le trapp, et même n'a pas forcé le trapp à traverser les grès.

Vers l'Ouest de la baie de Keweenaw on a rencontré quelques lambeaux de calcaire magnésien, identique avec celui qui se présente entre les deux lacs Supérieur et Michigan.

Ils indiquent que le calcaire s'étendait bien loin au Sud, et qu'il a été brisé et enlevé par les soulèvements qui ont donné à la contrée son relief actuel.

La bande de grès du Nord forme tout le rivage, depuis Eagle-River jusqu'au fond du lac; les couches sont relevées vers le Sud, parallèlement aux bancs de trapp, et leur angle d'inclinaison diminue progressivement vers le Nord. Ils sont recouverts en grande partie par les sables et argiles, mais on peut les observer en différents points et constater leur identité avec ceux qui existent plus au Sud. Les grès de l'Ile-Royale, plongeant sur le Sud, reposant sur les conglomérats, sont bien évidemment la continuation de ceux observés à la pointe de Keweenaw.

Le calcaire magnésien, caractérisé par des fossiles qui tous appartiennent à l'époque silurienne inférieure, forme une zone assez étendue à l'Ouest du Saut Sainte-Marie; il se présente encore en lambeaux isolés à l'Ouest de la baie de Keweenaw. Partout il est supérieur aux grès et repose sur eux en stratification concordante.

ORIGINE DU TRAPP. — La véritable origine du trapp me paraît encore assez obscure : les géologues américains le considèrent comme une roche volcanique, venue au jour dans un état de fluidité parfaite, mais cette hypothèse n'explique pas d'une manière satisfaisante la disposition et surtout l'immense étendue des bancs de trapp, toujours et partout rigoureusement parallèles aux lits et aux couches des conglomérats et des grès.

La disposition de toutes les roches serait plus facile à expliquer en admettant que ces trapps sont des chistes ferrugineux métamorphiques.

Je ne peux cependant aborder maintenant la discussion de cette hypothèse : je dois attendre qu'un second voyage au lac Supérieur m'ait mis en position d'étudier plus en détail les caractères minéralogiques et la disposition de tous les terrains.

Quelle que soit, du reste, l'origine du trapp, il est évident qu'il s'est produit en bancs horizontaux, avant et pendant la formation des conglomérats, sur lesquels se sont déposés les grès, et plus tard le calcaire magnésien.

L'ensemble de ces roches, trapp, conglomérat, grès et calcaire, a recouvert un immense bassin, dont une partie seulement est occupée par le lac Supérieur.

Le granite a brisé, soulevé et même traversé tous les terrains, et pendant les bouleversements produits par son apparition au jour, le calcaire a été presque complétement enlevé.

La direction des deux chaînes granitiques du Nord et du Sud, celle des bancs et des couches de l'Ile-Royale, la direction qu'on peut attribuer à la zone de trapp de la pointe de Keweenaw en négligeant ses sinuosités, sont E. 25° N. à O. 25° S.

On doit admettre, d'après les fossiles du calcaire magnésien, que les terrains observés au lac Supérieur appartiennent à l'étage silurien inférieur. Le soulèvement a dû se faire à la fin de la période pendant laquelle le calcaire se déposait sous les eaux.

§ III. — *Alluvions.*

On rencontre dans tout le Nord de l'Amérique, les rochers polis, striés et sillonnés dans une direction déterminée, les dépôts de sables et argiles, graviers, galets et blocs de toutes dimensions, transportés du Nord vers le Sud, dont l'explication a produit de si nombreuses discussions entre les plus éminents géologues.

En Amérique et dans le Nord de l'Europe, les faits observés sont presque identiques; les matériaux transportés paraissent avoir suivi la même direction; elle est du Nord au Sud dans son ensemble, mais présente plusieurs

déviations locales, suivant les obstacles que les hautes montagnes ont opposés au mouvement.

Au lac Supérieur, les phénomènes erratiques sont évidemment postérieurs aux gisements de cuivre natif, n'ont avec eux aucune relation, mais leur étude est trop intéressante pour que je ne m'y arrête pas quelques instants. J'exposerai seulement les faits observés dans la contrée, sans entrer dans la discussion des hypothèses qui pourraient être faites pour les expliquer.

Roches polies, striées et sillonnées. — Les sillons tracés sur les roches en évidence, dont la forme est arrondie du côté du Nord, se rapportent certainement au commencement de la période erratique, car en plusieurs points on rencontre les stries sous les alluvions les plus anciennes; ils sont principalement en évidence à l'Ile-Royale et à l'extrémité orientale de la pointe de Keweenaw, par suite de l'absence des alluvions.

A l'Ile-Royale, les promontoires qui s'avancent vers le Nord-Est sont tous arrondis et striés des deux côtés; toute la côte exposée au Nord présente également des stries, et les roches sont partout arrondies et polies. — L'extrémité occidentale de l'île ne présente aucune indication de cette nature, mais on les retrouve, peut-être moins développées, sur toute la côte méridionale. Le conglomérat lui-même est sillonné comme le trapp, mais les stries sont moins distinctes; on doit l'attribuer à ce que le conglomérat est une roche moins dure, sur laquelle les agents atmosphériques ont produit plus facilement la décomposition de la surface.

La direction des stries paraît être dans toute l'étendue de l'Ile-Royale N. 50° E. à S. 50° O., et par conséquent assez peu différente de l'orientation des terrains [1].

A la pointe de Keweenaw, les alluvions n'ont pas été constatées dans toute la partie orientale, mais les roches polies et striées sont très-apparentes dans toute la zone de trapp : leur direction générale est N. 20° E. On ne les distingue pas sur les conglomérats et sur les grès par la raison que j'ai indiquée tout à l'heure, par suite de la décomposition lente de la surface par les agents atmosphériques. A l'Ouest, dans les contrées du Portage et d'Ontonagon, les stries sont presque partout cachées par les alluvions.

Dans le massif granitique de Carp-River, les bords du lac, et toutes les pentes des montagnes exposées au Nord présentent des stries dirigées dans leur ensemble du N.-E. au S.-O. Les directions observées sont assez différentes, depuis N.-S. jusqu'à N.-65° E., depuis celle qui paraît être la direction

1. En plusieurs points de l'Ile-Royale, on remarque des stries irrégulières, à une faible distance au-dessus et au-dessous du niveau du lac : elles sont évidemment très-modernes et produites par les glaces qui se forment actuellement pendant l'hiver.

normale erratique jusqu'à celle de la chaîne des montagnes granitiques.

Les explorations faites dans cette region ne sont pas assez nombreuses pour qu'on puisse établir la relation qui doit exister entre la direction des stries et la hauteur et la forme des montagnes, sur lesquelles elles sont observées.

Galets, argiles, sables et graviers, blocs erratiques. — Les dépôts que j'ai désignés jusqu'à présent sous le nom d'alluvions, comprennent des matériaux très-divers, qui présentent assez fréquemment une apparence de stratification horizontale. Ces alluvions sont très-développées, sur la côte méridionale du lac, depuis le Saut Sainte-Marie jusque vers la Chocolate-River; sur toutes les bandes de grès au Nord et au Sud du trapp; elles remplissent le fond des vallées du trapp dans toute la contrée d'Ontonagon, à l'Ouest elles ont été signalées bien au delà de *fond du lac.* Au Sud elles s'étendent jusqu'aux vastes prairies du Wisconsin et de l'Illinois.

Blocs erratiques. — Les blocs erratiques, de toutes les dimensions, tous arrondis et composés de roches dures, granite, hornblende, trapp, et même de cuivre natif et de fragments de filons, les uns bien polis, les autres striés, ont été reconnus dans les sables, dans les argiles, dans les graviers, dans les dépôts de galets. On les retrouve encore isolés sur plusieurs montagnes élevées, à des hauteurs de 300 mètres et plus au-dessus du niveau actuel du lac.

Les blocs ont par conséquent été déposés pendant toute la période erratique; ils ont été transportés du Nord vers le Sud, car, en chaque point où ils sont constatés, ils sont composés de roches n'existant que vers le Nord. Ceux de l'Ile-Royale, de la pointe de Keweenaw et de la contrée d'Ontonagon, proviennent des roches de la côte septentrionale du lac; les blocs du Sud et du Sud-Ouest, qui forment une longue traînée dans les États de Wisconsin et d'Illinois, proviennent du massif granitique et métamorphique, qui s'étend au Sud de la région métallifère.

La meilleure preuve à donner du transport du Nord au Sud est l'existence des blocs de minerais de fer au Sud de la contrée de Carp-River, tandis que, plus au Nord, aucun bloc de cette nature n'a été signalé.

Alluvions. — En étudiant la disposition des alluvions on peut reconnaître une succession probable, dans le dépôt des galets, des argiles, des sables et des graviers.

Les galets mélangés de sables et d'argile paraissent la base de la formation; ils ne sont en évidence que sur les bords du lac dans les deux zones du grès, auprès des Pictured-Rocks et du Portage. Ils ne sont pas à une grande hauteur au-dessus du niveau du lac: les materiaux qui les composent semblent provenir des montagnes voisines et n'avoir pas été transportés à de grandes distances.

Les argiles assez régulièrement stratifiées, mais renfermant encore des galets et des blocs de grandes dimensions reposent sur le dépôt précédent, ou sur les roches elles-mêmes, quand ce dépôt manque. Elles ont été constatées à la base des alluvions près du Saut Sainte-Marie, et surtout dans la contrée d'Ontonagon. Dans cette partie du lac, elles remplissent les vallées de la zone de trapp et paraissent provenir de la décomposition de la roche trappéenne. Elles se présentent encore, mais plus mélangées de sables quartzeux, au Nord de cette zone, dans les vallées qui répondent aux conglomérats et aux grès feldspathiques. Les argiles accompagnées de sables et graviers sont très-abondantes dans la bande des grès au Sud du trapp. Il est impossible de connaître l'épaisseur réelle des argiles; elle ne paraît pas dépasser 15 à 20 mètres.

Les sables et les graviers, accompagnés de galets, tantôt colorés en rouge, tantôt presque blancs, se présentent au-dessus des argiles à l'extrémité de la rivière du Saut, au Grand-Sable; dans toutes les autres parties du lac, il est difficile de distinguer si les sables sont plus récents que les argiles, ou si les deux dépôts sont contemporains. Ils existent sur une épaisseur de 20 à 30 mètres sur les trois zones dont j'ai parlé au commencement de ce chapitre, formant des pentes douces vers le lac, présentant des terrasses dans lesquelles on peut voir la preuve d'élévations successives des terrains, ou remplissant les vallées étroites limitées par des montagnes de grès.

Il est important de remarquer que sur la rive méridionale, à l'Est du Saut Sainte-Marie, et sur la zone de grès qui s'étend au Nord du trapp, les sables sont en général presque blancs, et que leur coloration est en relation évidente avec celle des couches de grès sur lesquelles ils reposent.

On peut étudier ces changements de couleur en allant de la ville d'Ontonagon à la mine de Toltec, située à plus de 25 kilomètres vers le Sud : on voit les alluvions de graviers et de sables se colorer de plus en plus et devenir plus argileuses à mesure qu'on s'approche des conglomérats et du trapp.

Cette observation porte à faire considérer les sables et graviers comme provenant de la désagrégation locale, au moins en grande partie, des roches environnantes, et par conséquent à faire admettre que les deux dépôts de sables et d'argile sont à peu près contemporains, produits par la même cause, et n'ont pas été transportés à de grandes distances.

Les couches irrégulières de graviers et de galets recouvrent les sables en un petit nombre de points; ils ne sont bien développés que sur la rive méridionale du lac, au Grand-Sable et sur la côte occidentale de la rivière du Saut. Leur épaisseur ne dépasse pas 4 à 5 mètres, et leur disposition en couches mal stratifiées paraît indiquer une période moins tranquille que celle des argiles et des sables.

Terrasses. — Les terrasses du lac Supérieur sont bien caractérisées en

différents points, au Grand-Sable et sur la côte méridionale, à l'Est et au Nord, sur la rive canadienne. Leur aspect et leurs dimensions ne sont pas les mêmes au Nord et au Sud, et chaque terrasse a sa disposition particulière.

Elles présentent toutes une succession de talus à pentes assez douces, en retraite les uns sur les autres, se prolongeant à une distance de plusieurs kilomètres, en se rapprochant progressivement.

Il est permis de considérer chacune de ces terrasses comme indiquant le niveau du lac à une époque récente; mais alors il faut admettre que le terrain a été diversement élevé aux différents points du lac à des époques successives. Si l'élévation avait été générale, on retrouverait dans toutes les terrasses la correspondance des hauteurs et la continuité qui leur manquent.

Les variations irrégulières et momentanées du niveau de l'eau, qu'on observe maintenant encore sur les côtes des grands lacs, peuvent être expliquées par des mouvements du sol, qui s'abaisse et se relève successivement. Dans cette hypothèse, on peut voir dans les variations actuelles la continuation, sur une échelle moindre, du phénomène qui a produit les terrasses.

On peut aussi conjecturer que l'absence des alluvions à l'extrémité de la pointe de Keweenaw et à l'Ile-Royale peut provenir de la dénudation produite par un abaissement momentané au-dessous du niveau du lac. On peut même indiquer à la pointe de Keweenaw le lac Portage comme axe de rotation.

ALLUVIONS MODERNES. — Il ne faut pas confondre avec les alluvions anciennes les dépôts de sables que les rivières apportent sur les bords du lac, et qui forment à leurs embouchures des barres plus ou moins développées. On peut les étudier à Eagle-River, et surtout à Ontonagon; dans cette localité la côte est très-basse et formée des sables et graviers sur lesquels se déposent, jusqu'à une grande distance du rivage, les boues rougeâtres entraînées par la rivière.

La discussion des hypothèses qu'on peut faire pour expliquer les stries, les blocs erratiques et les alluvions anciennes, m'entrainerait au delà des limites de mon travail. Cette question est d'ailleurs trop importante pour que j'ose l'aborder après un seul voyage, dans lequel mon attention s'est portée principalement sur les gisements de cuivre. J'espère la traiter dans un second mémoire après avoir visité de nouveau ces contrées lointaines. Je chercherai en même temps à constater d'une manière plus précise les relations qui existent entre le trapp et les conglomérats; car ces relations peuvent seules faire connaître si le trapp du lac Supérieur est réellement arrivé en parfaite fusion, ou s'il doit être considéré comme une roche métamorphique, représentant les grauwackes d'Europe.

CHAPITRE III.

DES GISEMENTS DU CUIVRE ET DE L'ARGENT.

Age des filons. — Dans le chapitre qui précède, j'ai exposé la constitution géologique de la contrée, sans parler des gisements de minerais de cuivre et d'argent natifs, qui sont évidemment postérieurs à la formation des terrains de trapp, de conglomérats et de grès. Leur postériorité est prouvée par la composition même de ces terrains et par la disposition des gisements.

Le cuivre et l'argent se trouvent partout dans des filons, qui courent parallèlement aux bancs de trapp, ou coupent presque à angle droit tous les terrains.

En dehors des filons on ne trouve aucune trace de cuivre dans les grès et dans les conglomérats ; et si dans certaines zones amygdaloïdes du trapp on a constaté l'existence du cuivre, la présence de ce métal s'explique aisément par la nature poreuse de la roche et par le contact immédiat des filons.

Il en résulte que les gisements de cuivre et d'argent sont postérieurs aux trapps, aux conglomérats et aux grès.

On doit donc admettre que les filons n'ont été produits que postérieurement aux terrains sédimentaires de l'époque silurienne inférieure. La disposition de tous les gisements explorés jusqu'à présent dans la partie américaine du lac Supérieur concorde parfaitement avec cette conclusion ; elle conduit à l'hypothèse que les gisements ont été produits par le remplissage ultérieur des fentes que le soulèvement a déterminées dans tous les terrains.

Gisements du cuivre. — Je ne m'occuperai pas des filons reconnus à l'Ile Michipicoten et sur la côte du Canada ; leur importance n'est pas encore constatée, et je n'ai pu me procurer sur eux des renseignements positifs.

A l'Ile-Royale, à la pointe de Keweenaw, dans la région du Portage et dans la contrée d'Ontonagon, le cuivre natif et les minerais de cuivre se présentent dans des gisements bien différents, qui tous cependant se rapportent à un même mode de formation et à la même époque.

On peut distinguer :

1° Les filons à peu près verticaux, sensiblement perpendiculaires à la direction des bancs de trapp et des couches de conglomérats, traversant presque sans déviations ces deux terrains et même les grès ;

2° Les filons parallèles aux bancs de trapp, soit en même temps en direction et en inclinaison, soit seulement en direction. Les premiers sont de vrais filons de contact, intercalés entre des bancs de nature différente ; les seconds sont des filons véritables, presque toujours accompagnés de veines importantes pénétrant entre les bancs de la roche encaissante. Ils n'ont été jusqu'à présent explorés que dans le trapp ; on ne les a pas cherchés dans le conglomérat, parce que l'on sait maintenant que ce terrain n'est pas métallifère, et que d'ailleurs il est recouvert en grande partie par les alluvions.

3° Les bancs amygdaloïdes très-poreux, imprégnés de cuivre natif, dont la richesse paraît n'être un peu notable que dans le voisinage des filons transversaux ou des filons parallèles à la direction des terrains.

Chacune des régions a sa nature spéciale de gisement : l'Ile-Royale et la pointe de Keweenaw possèdent principalement les filons transversaux ; dans la contrée d'Ontonagon on exploite exclusivement les filons parallèles à la direction des bancs de trapp ; dans la région intermédiaire du Portage on n'a reconnu que des filons de contact peu puissants, auxquels se lient les bancs d'amygdaloïde imprégnés de cuivre.

RELATION AVEC LES FRACTURES DUES AU SOULÈVEMENT. — Ce simple aperçu suffit pour montrer la relation intime qui existe entre le mode de gisement et le genre de fractures que le soulèvement a produites dans les terrains.

A l'Ile-Royale, éloignée du massif granitique du Nord auquel on peut attribuer le relèvement, les fractures transversales sont en général peu prononcées, les filons sont peu puissants, et jusqu'ici n'ont pas été très-productifs.

A la pointe de Keweenaw, les bancs de trapp présentent des fentes verticales très-rapprochées, toutes normales à la direction : elles sont nombreuses au coude peu prononcé qu'on remarque vers l'Est, et bien plus encore à l'inflexion très-forte que prennent les terrains auprès d'Eagle-River. Dans cette partie le soulèvement a produit en même temps une poussée vers le Nord-Ouest, en pressant les bancs les uns contre les autres ; ils ont cédé à l'effort en se cassant transversalement, et les fissures les plus larges ont été remplies par les matières des filons, matières qui ont pu pénétrer jusqu'à une certaine distance dans les parties poreuses des roches amygdaloïdes.

Dans la contrée d'Ontonagon le terrain, soulevé et maintenu vers le Sud

et vers l'Est, soumis en même temps à l'Ouest à l'action comprimante des Porcupine-Mountains, a dû s'ouvrir dans deux directions, l'une transversale, l'autre longitudinale vers l'intérieur de la courbe.

L'effet transversal est marqué par les fractures, ou vallées profondes, dans lesquelles coulent les rivières en tous les points qui offrent une variation partielle dans la courbure; l'effet longitudinal est indiqué par des filons qui se continuent à des distances considérables, parallèles aux bancs du trapp, ou les coupant en profondeur sous un angle très-aigu.

Le lac Portage est situé sur une fracture transversale ou faille bien caractérisée, des deux côtés de laquelle les terrains ne sont pas à la même hauteur; elle a été l'effet principal produit par le soulèvement dans cette partie de la contrée. Au Nord et au Sud de cette faille le trapp est peu tourmenté, et les matières des filons n'ont pu se faire jour que dans des fentes longitudinales peu continues, qui leur ont permis de pénétrer dans les bancs d'amygdaloïde; aussi le cuivre se présente-t-il principalement dans cette région disséminé dans les couches poreuses du trapp.

D'après ces relations, les gisements se trouvent dans les fentes produites par le soulèvement, remplies ensuite par un phénomène dont il est difficile de préciser le mode et le moment d'action.

Cette manière d'expliquer la disposition des gisements du cuivre est rendue plus certaine encore par l'étude des affleurements et des travaux d'exploitation.

Filons de la pointe de Keweenaw. — Je considère d'abord les filons de la pointe de Keweenaw, parce que ce sont les plus nets, et ceux qui mettent le plus en évidence l'influence de la roche encaissante sur la nature de la gangue et sur la richesse en cuivre.

Les filons sont assez bien connus depuis le greenstone jusqu'au bord du lac, mais au Sud du trapp cristallin on n'a fait d'explorations qu'au pied même de cette chaîne de montagnes. Les filons se prolongent bien loin vers le Sud; on les a reconnus des deux côtés des Bohemian-Mountains, on a même commencé des exploitations au lac la Belle, près du mont Houghton, et au lac Gratiot. L'éloignement des ports de la côte septentrionale, la difficulté d'établir des chemins convenables dans un pays aussi accidenté, les résultats plus heureux obtenus dans le voisinage presque immédiat du greenstone, ont déterminé la concentration actuelle des travaux des mines dans la partie Nord de la pointe de Keweenaw.

Des explorations faites au Sud résulte la certitude que les filons traversent toute la contrée : on les voit, au Nord dans la bande de conglomérat qui forme le rivage, se prolonger sous les eaux du lac aussi loin que la profondeur de l'eau permet de les apercevoir : au Sud des Bohemian-Mountains, ils

disparaissent sous les grès, qui, d'après l'obliquité probable du plan de rupture, doivent recouvrir en partie la tranche des terrains soulevés.

Dans la région qui s'étend depuis l'extrémité orientale de la Pointe jusqu'à la mine Albion, les filons transversaux sont extrêmement nombreux, leur distance ordinaire paraît comprise entre 200 et 600 mètres, et tous sont à peu près perpendiculaires à la direction du trapp : quelques-uns paraissent faire exception et couper les bancs sous un angle plus ou moins aigu; mais en les étudiant avec attention, on peut reconnaître qu'ils sont des veines détachées d'un filon principal, ou qu'ils ne s'étendent en diagonale qu'entre deux filons normaux.

Plusieurs d'entre eux peuvent être suivis aux affleurements depuis le conglomérat du Nord jusqu'aux grès du Sud, ce sont les filons principaux (main lodes) ; d'autres, au contraire, paraissent limités à certaines zones des terrains.

Il est du reste facile de comprendre que dans une contrée si peu habitée, couverte de forêts vierges, on n'a pu faire que des explorations incomplètes; et chaque jour voit s'augmenter la liste des filons qui traversent tous les terrains.

En passant d'un terrain dans un autre, ou d'un banc de trapp au suivant, les filons ne paraissent pas rejetés : cependant j'ai cru distinguer dans la partie orientale, entre Agate et Copper-Harbor, que les filons du Sud ne correspondent pas à ceux du Nord, et semblent rejetés vers l'Ouest. Je n'ose rien affirmer à cet égard, en l'absence de travaux d'exploration convenablement suivis : mon opinion est basée seulement sur les caractères des affleurements. Il n'y a pas de concordance entre les caractères des deux parties, qui sont dans la même direction au Nord et au Sud du greenstone; il y a, au contraire, une ressemblance frappante entre plusieurs des filons explorés vers le Nord et ceux qui vers le Sud se trouvent à près de 200 mètres plus à l'Ouest. Dans le voisinage de la vallée d'Eagle-River il n'y a certainement aucun rejet.

Dans toute la zone moyenne au Sud du greenstone et au Nord jusqu'aux bords du lac les filons paraissent très-réguliers; au contraire au Sud des montagnes porphyriques, ils sont très-irréguliers et en général moins puissants que vers le Nord.

Quant à leur allure elle est tout à fait analogue à celle de nos filons d'Europe : la veine principale est souvent accompagnée de veines secondaires, détachées au toit ou au mur, se réunissant à la première en profondeur et en direction. Dans les bancs d'amygdaloïde, la matière de remplissage pénètre à une certaine distance dans la roche encaissante ; mais dans les terrains compactes les parois sont bien dessinées, et très-souvent des

sallbandes argileuses établissent une séparation bien nette entre le corps du filon et ses épontes : dans le greenstone on ne distingue plus de veines principales, les filons se divisent en un grand nombre de veinules, qui se réunissent soit dans la roche cristalline, soit plus ordinairement dans l'amygdaloïde au Sud, ou dans le trapp compacte au Nord.

RELATION DES FILONS AVEC LES TERRAINS ENCAISSANTS. — La matière de remplissage est à peu près la même pour tous les filons dans les terrains correspondants ; elle est très-différente pour chacun d'eux dans les conglomérats et dans les diverses variétés du trapp.

Chaque zone des terrains imprime pour ainsi dire aux filons son cachet spécial : certains bancs de trapp ont aussi une grande influence sur la richesse en cuivre, et principalement sur l'état de combinaison de ce métal.

Chaque filon a sa richesse particulière, plus grande dans des zones déterminées; mais dans les mêmes zones, les filons qui présentent les plus grandes analogies pour la disposition des gangues, sont très-différemment riches.

Il est donc nécessaire de considérer successivement les relations qui existent entre la nature des terrains encaissants, la disposition des gangues et la richesse en cuivre.

RELATION ENTRE LES TERRAINS ET LA DISPOSITION DES GANGUES. — *Conglomérats.* — Dans les conglomérats les filons n'ont pas de sallbandes, et la gangue est presque toujours du calcaire spathique, blanc laiteux, présentant des clivages très-marqués, mélangé avec un peu de quartz et plus rarement avec du sulfate de baryte presque noir. Dans les rares géodes se trouvent de magnifiques cristaux de calcaire de toutes formes, et principalement le rhomboèdre primitif, l'équiaxe et le métastatique.

Les veines secondaires ne sont pas fréquentes; elles s'écartent peu de la veine principale et s'y réunissent à de faibles distances. Il serait peut-être plus exact de dire qu'il n'y a pas de veines secondaires, mais bien d'énormes fragments de la roche englobés dans le calcaire de la veine principale.

Trapp compacte et amygdaloïde. — Dans les bancs de trapp les filons sont remplis par du calcaire spathique, du feldspath, du quartz, de la chlorite, des fragments angulaires de toute grosseur de trapp plus ou moins altéré, et par une matière argileuse rouge, de la prehnite, de la laumonite, de l'analcime, de l'épidote et du sulfate de baryte.

L'analcime, quelques zéolithes et le sulfate de baryte sont presque toujours en cristaux isolés ou groupés dans les géodes; l'épidote et la laumonite sont

ordinairement en veinules très-minces dans les parties voisines des masses de cuivre, et ne se présentent que très-rarement en cristaux bien nets.

La prehnite est fréquente en cristaux mamelonnés dans les géodes, dans le voisinage du cuivre ou sur le cuivre lui-même ; intimement mélangée avec le quartz et le feldspath, elle forme une gangue compacte, très-dure, légèrement colorée en vert, et que les mineurs considèrent comme un très-bon caractère.

La matière argileuse rouge paraît provenir de la décomposition du trapp : elle se présente en zones plus ou moins épaisses aux épontes ou dans le milieu des filons ; dans le premier cas elle constitue de véritables sallbandes ; dans le second, elle forme une séparation assez nette entre deux parties inégalement riches.

Les fragments angulaires du trapp sont tantôt verts, tantôt rougeâtres, quelquefois bien intacts, d'autres fois pénétrés de calcaire et de quartz. Ils sont plus petits et plus nombreux dans certaines parties, et sont empâtés dans du calcaire spathique, ou dans la gangue de quartz, feldspath et prehnite, que j'ai signalée précédemment. Ils donnent au filon l'apparence d'une brèche, dans laquelle dominent en un point la pâte presque blanche, dans un autre les fragments de toute grosseur et de toute coloration.

Dans plusieurs parties des filons, et souvent dans celles qui sont riches en cuivre, on remarque une texture bréchiforme indistincte ; le ciment est rendu verdâtre par le mélange de grains très-petits, pour ainsi dire de poussière de trapp, et se fond avec les fragments dont les noyaux seuls font reconnaître la brèche.

Le quartz et le feldspath sont souvent mélangés avec le calcaire, dans le ciment des brèches, mais se présentent aussi seuls ou intimement mêlés, composant avec quelques fragments de trapp toute la gangue des filons. — Cette disposition est plus ordinaire dans les bancs de trapp compacte, voisins du greenstone, et la structure bréchiforme se remarque plus fréquemment dans les bancs tendres et dans l'amygdaloïde.

Le quartz en cristaux isolés, en général assez petits et bien nets, quelquefois légèrement violets, accompagne l'analcime et la prehnite dans les géodes des parties riches.

Le calcaire spathique blanc forme des veines très-puissantes, occupant toute la puissance des filons, ou toute la partie comprise entre une éponte et une bande intermédiaire de matière rouge.

Il est quelquefois en veinules, alternant avec de la chlorite, du quartz, de la laumonite et de l'épidote ; il donne alors au filon un aspect zoné, rendu très-curieux par la différence de couleurs que présentent les différents minéraux.

Enfin il entre à l'état de mélange plus ou moins intime dans les parties bréchiformes.

Le calcaire est plus abondant auprès des grands bancs de conglomérat, et sa présence en veines puissantes dans les parties des filons comprises dans les bandes de trapp, indique presque toujours des couches de grès ou de conglomérat, intercalées dans le terrain de trapp.

Greenstone. — Dans la zone montagneuse du greenstone les filons sont presque tous divisés en plusieurs veines, dont l'ensemble présente la même direction, sensiblement normale aux bancs de trapp cristallin. Elles sont quelquefois très-écartées les unes des autres et ne se réunissent en une seule veine que dans l'amygdaloïde au Sud, et dans le trapp compacte au Nord. Cette disposition générale porte à supposer que les cassures produites dans le greenstone par le soulèvement ont été moins nettes que dans les autres terrains.

La matière de remplissage des veines ressemble beaucoup à celle que présentent les filons dans le trapp compacte ; elle paraît plus quartzeuse encore, et présente fréquemment l'aspect d'une brèche, dans laquelle les fragments de la roche encaissante sont espacés les uns des autres ; le ciment est ordinairement compacte et formé de quartz, de feldspath et de calcaire mélangés, de manière à ce qu'il est difficile de discerner les minéraux.

Trapp porphyrique. — Je n'ai pas eu l'occasion d'étudier les filons dans la région du Sud, des deux côtés des Bohemian-Mountains, et je n'ai pu me procurer des renseignements que sur la nature des minerais contenus.

Les descriptions de M. Jackson et de MM. Foster et Whitney, assignent aux veines exploitées de ce côté une puissance assez faible, une grande irrégularité; elles indiquent pour les matières de remplissage, le quartz, le calcaire spathique, du feldspath et de nombreux débris de la roche [1].

Puissance des filons. — Dans le conglomérat, les filons ne présentent ordinairement qu'une seule veine bien encaissée, dont la puissance varie de $0^m,35$ à 2^m. Dans le trapp, au contraire, les veines latérales paraissent assez fréquentes et s'écartent parfois beaucoup de la veine principale ; elles offrent du reste les mêmes dispositions de remplissage dans les zones correspondantes. On les a négligées jusqu'à présent dans presque toutes les mines en exploitation, pour suivre en direction et en profondeur la veine qui présente le plus d'espérance de donner des masses de cuivre. Il ne faut pas à ce sujet

1. Je dois citer comme une exception aux caractères que je viens d'indiquer le filon qui passe derrière le phare de Eagle-Harbor. Il a été exploité dans l'amygdaloïde au bord du lac; on l'a trouvé rempli de laumonite mélangée avec un peu de quartz et du calcaire spathique, empâtant des fragments de la roche trappéenne. Son exploitation, d'abord abandonnée, vient d'être reprise à la fin de l'année 1854.

faire la critique de la direction donnée aux travaux, car au lac Supérieur, plus encore que dans les districts des mines d'Europe, les difficultés sont grandes, et la conduite des exploitations est commandée par les circonstances dans lesquelles les mines sont placées. Je peux seulement regretter qu'on ne connaisse pas mieux les relations qui existent entre les filons et leurs veines latérales, auxquelles les Allemands du Harz, les mineurs par excellence, attachent à juste titre une si grande importance.

La puissance des filons est très-variable ; elle dépasse 3^m dans les renflements et descend à $0^m,15$, et même $0^m,10$ dans les étranglements; elle est plus grande dans l'amygdaloïde que dans le trapp compacte, plus forte vers le Nord que vers le Sud ; sa valeur moyenne paraît être comprise pour les différents filons entre $0^m,25$ et $0^m,85$. Je reviendrai plus loin sur ce sujet intéressant en décrivant les principales mines en exploitation.

Des métaux utiles contenus dans les filons. — Les filons contiennent comme métaux utiles le cuivre et l'argent. Le cuivre se présente soit à l'état natif, soit à l'état de minerais, sulfure, cuivre pyriteux, cuivre gris, oxyde noir, carbonate et silicate. L'argent est toujours à l'état natif, quelquefois seul dans le calcaire spathique, mais souvent mélangé avec le cuivre ; ces deux métaux adhèrent fortement l'un à l'autre, au point qu'on peut travailler le cuivre à froid sans séparer l'argent ; ils ne sont jamais combinés chimiquement, et même le mélange est toujours en parties discernables. L'analyse n'indique pas d'argent dans les échantillons de cuivre, dans lesquels ce métal ne se voit pas distinctement.

La richesse des filons en cuivre et en argent, et l'état de combinaison du cuivre dépendent en grande partie de la nature de la roche encaissante. Cette influence, aussi importante au point de vue scientifique que sous le rapport industriel, n'a certainement pas seule présidé à la distribution des métaux dans les différents filons; mais elle est assez évidente pour qu'on doive l'étudier avec grande attention.

Pour l'exposer plus clairement, je vais indiquer successivement les résultats obtenus par les nombreuses recherches et travaux d'exploitation, dans les différents terrains qui traversent les filons, depuis les bords du lac au Nord jusqu'aux grès du Sud.

Dans le conglomérat qui s'étend au bord du lac, de l'extrémité orientale de la Pointe à la baie de Agate, les filons ont été presque tous complétement stériles; un petit nombre a présenté des minerais oxydés, disséminés en petites masses dans la gangue de calcaire spathique. Un seul a produit des quantités un peu notables de minerais, cuivre oxydé noir compacte, cristallin ou terreux, du cuivre carbonaté et du cuivre silicaté; il passe derrière le phare de Copper-Harbor, et a été exploré et même exploité en deux points

par la compagnie qui possède maintenant Cliff-Mine. Les travaux ont été poussés jusqu'à une trentaine de mètres auprès du fort Wilkins, sur la limite de l'amygdaloïde, dans une colonne assez riche, allongée vers le Nord. Parmi les raisons assignées à l'abandon des travaux, on signale la disparition du minerai en profondeur, et principalement la richesse extraordinaire en cuivre natif que la compagnie a trouvé dans une autre localité. Quoi qu'il en soit, l'opinion de tous les mineurs du lac est que la bande de conglomérat est à peu près stérile et qu'ils ne peuvent espérer dans cette roche que des minerais oxydés, ou des poches peu continues dans les filons.

Dans la zone étroite du trapp, immédiatement inférieure au conglomérat, les filons contiennent du cuivre natif, disséminé en petits grains dans la gangue, ou en masses irrégulières de toutes dimensions. Les travaux commencés ont été presque tous abandonnés, non pas tant par suite du peu de richesse des filons qu'à cause de la disposition du terrain; il fallait pour les continuer les pousser sous les eaux du lac à une grande distance des puits.

La grande zone de conglomérats et grès a été dans le principe le siége d'un grand nombre d'explorations, mais toutes sont abandonnées depuis plusieurs années, parce que les filons sont complétement stériles. Je n'ai pu reconnaître la plus faible indication cuivreuse dans les nombreux affleurements que j'ai visités.

Les alternances de trapp, de grès et de conglomérat sont considérées comme peu métallifères : les filons renferment cependant du cuivre et de l'argent natifs dans les parties qui répondent au trapp; ils sont stériles dans les grès et les conglomérats. Cette disposition remarquable a été bien reconnue sur les galeries d'écoulement des filons de Copperfalls (près de Eagle-Harbor), et c'est une preuve évidente de la grande influence exercée par la roche encaissante sur le mode de remplissage des filons.

L'argent natif se trouve presque toujours engagé dans le calcaire spathique, soit seul, soit mélangé avec du cuivre, et semble plus abondant près du conglomérat; on ne doit encore rien affirmer au sujet de la position de l'argent, parce qu'on ne peut établir une règle générale d'après les résultats obtenus dans un petit nombre d'explorations.

Le cuivre natif présente la même disposition que dans les grandes zones de trapp, sur lesquelles je vais insister particulièrement.

Zone métallifère du Nord. — On n'a fait dans cette partie que des travaux d'exploration, excepté dans la mine de Copperfalls, où l'exploitation est commencée sur une très-grande échelle.

Le cuivre se présente toujours à l'état natif, et l'argent n'a été constaté qu'en très-faible proportion et près du conglomérat : aux affleurements on distingue le cuivre en très-petits grains disséminé dans la gangue et princi-

palement en dehors des veines de calcaire spathique; les petites masses de cuivre, pesant seulement quelques kilogrammes, se rencontrent dans les sallbandes ou dans les zones de matière argileuse rouge. Le métal paraît plus abondant dans la profondeur, et les masses de cuivre deviennent plus puissantes; au moins c'est ce qui a été observé dans les travaux de Copper-falls, et ce qu'on peut espérer par analogie pour plusieurs autres filons placés dans les mêmes circonstances géologiques.

Le cuivre ne paraît pas également réparti dans toute la largeur des filons, il est plus abondant dans les bancs de trapp amygdaloïde, et plus rare dans les roches dures et compactes.

Greenstone. — Les filons sont ou du moins passent pour très-pauvres en cuivre dans le greenstone, et la présence de l'argent n'a pas encore été signalée dans cette zone. Cette opinion est basée sur plusieurs tentatives infructueuses faites en différents points, notamment sur les filons qui se sont montrés riches en cuivre et même en argent au Nord et au Sud. Le cuivre ne se montre qu'en petits grains très-rares, ou en masses de très-faibles dimensions.

Zone métallifère du Sud. — Cette zone s'étend au Sud du greenstone jusqu'aux montagnes porphyriques; mais les explorations n'ont été faites qu'au pied des escarpements du greenstone, ou à une très-faible distance vers le Sud. On la considère maintenant comme la région métallifère par excellence, et on attache peu d'importance aux mines commencées vers le Nord. Je ne considère pas cette opinion comme bien fondée, et je pense que dans la zone du Nord plusieurs des filons explorés contiendront de grandes masses de cuivre : il suffit, du reste, de remarquer que la faveur dont jouit maintenant la bande de trapp située au Sud du greenstone provient exclusivement de ce que la première mine reconnue très-riche en cuivre, celle de Cliff-Mine, est placée au Sud des escarpements de la roche cristalline.

Dans la zone du Sud, le cuivre est toujours à l'état natif, en grains disséminés dans la gangue quartzeuse, ou en masses parfois considérables, occupant la totalité ou seulement une partie de l'épaisseur des filons; présentant parfois des géodes dans lesquelles les cristaux de cuivre sont associés à des cristaux de prehnite, d'analcime, de sulfate de baryte, etc. Les petites masses sont dans la matière argileuse rouge; les grandes sont souvent entourées de calcaire spathique; elles sont toujours plus nombreuses et plus fortes dans les parties des filons encaissées dans l'amygdaloïde, et cette roche est presque toujours pénétrée jusqu'à une certaine distance par les matières des filons. La forme et les dimensions des masses de cuivre sont extrêmement variables; la plus grande de toutes celles reconnues au lac Supérieur a été constatée en 1854 à la mine de South-Cliff (sur le prolongement au Sud du riche filon de

la Cliff-Mine). Je l'ai vue en place dans la mine, dégagée sur plus de 30 mètres en hauteur, 8 à 12 mètres en direction; en plusieurs points son épaisseur dépassait 2 mètres.

Les grandes masses de cuivre contiennent des noyaux de toutes dimensions de la gangue des filons, du calcaire spathique mélangé avec du quartz, du feldspath et des fragments de trapp non altéré. Ces noyaux, entourés par des masses aussi considérables de cuivre, et ne présentant aucun indice d'altération, sont une preuve que le métal n'a pas été fondu : je peux citer comme seconde preuve de la formation du cuivre par voie humide, la présence de l'argent natif, déposé ou mélangé avec ce métal, mais jamais combiné avec lui.

L'argent a été rencontré dans plusieurs mines, notamment dans celle de Cliff, toujours engagé dans la gangue de calcaire spathique, très-souvent mélangé avec le cuivre, mais on n'a pas encore pu reconnaître la règle de sa distribution, c'est-à-dire la nature des bancs de trapp, dans lesquels on le rencontre plus spécialement. Il semble résulter des travaux d'exploitation de Cliff-Mine, que ce métal est plus abondant à la surface que dans la profondeur.

Il ne faudrait pas supposer, d'après ce que j'ai dit sur les masses de cuivre, qu'elles sont également fréquentes dans tous les filons, ou qu'elles affectent dans tous la même disposition. On peut au contraire signaler les plus grandes différences ; ainsi :

A Cliff et à South-Cliff, les masses sont abondantes et de très-grandes dimensions à une faible distance de la surface; elles se continuent dans la profondeur, en formant des colonnes inclinées irrégulièrement vers le Nord, à peu près comme les bancs du trapp; la gangue du filon est imprégnée de cuivre et fournit du minerai de bocard assez riche ;

A Northwestern, dans une situation analogue, le filon s'est montré peu productif jusqu'à la profondeur de plus de 60 mètres; l'exploitation a produit du minerai de bocard et des masses de cuivre peu importantes. A une profondeur plus grande, on a trouvé de très-belles masses de 10 à 40 tonnes, qui sont encore loin d'égaler celles de Cliff et de South-Cliff, mais assurent à l'exploitation un avenir prospère;

A Northwest, située à l'Est de la précédente et dans la même position géologique, les travaux sont déjà très-développés en profondeur et en direction, et n'ont pas fourni assez de cuivre pour payer les frais : les masses de cuivre sont rares et de faibles dimensions, la gangue, bonne à bocarder, est elle-même pauvre en cuivre;

A Eureka et dans bien d'autres mines, les travaux ont dû être abandonnés à la suite d'explorations infructueuses.

En comparant la nature et l'aspect des gangues de ces filons si diversement riches, on peut reconnaître quelques différences, mais elles ne sont pas assez tranchées pour qu'on puisse poser des règles générales.

De tous ces faits, il résulte que l'ingénieur ne peut donner un avis suffisamment motivé sur la valeur probable d'un filon, connu seulement par ses affleurements; dans un très-petit nombre de cas, il lui est permis de prévoir que le filon sera pauvre; dans un cas seulement, celui où les masses de cuivre sont évidentes dès la surface, il lui est donné de prédire la richesse du filon. La valeur du gisement ne peut être reconnue, en général, que par des explorations sérieuses poussées à une grande profondeur, très-étendues en direction.

Au point de vue géologique, on serait tenté d'assigner une plus grande valeur aux filons voisins de Eagle-River, par la raison que de ce côté la direction des zones présente un coude assez prononcé, et que les cassures transversales sont plus nettes et plus fréquentes que partout ailleurs. Il faut cependant n'accepter cette indication qu'avec une grande réserve, car les exemples des mines Eureka, North-American, etc..., explorées non loin de Cliff-Mine, prouvent que dans cette région des filons très-pauvres existent à côté des filons très-riches.

Dans les deux zones métallifères, on trouve assez fréquemment le cuivre en dehors des filons, dans le trapp, mais ce fait ne peut être observé que dans les bancs tendres, et principalement dans l'amygdaloïde : le cuivre est accompagné de quartz, de calcaire et de chlorite, et ces matières proviennent évidemment de la pénétration de la roche poreuse à l'époque du remplissage des filons. J'indiquerai bientôt que dans la contrée d'Ontonagon, la pénétration a eu lieu dans des proportions infiniment plus grandes, par suite de la disposition spéciale des gisements, parallèles aux bandes du terrain.

Trapp porphyrique du Sud. — La région du Sud, des deux côtés des montagnes de trapp cristallin et porphyrique, est peu connue, et maintenant presque abandonnée à la suite des résultats peu favorables qu'ont donnés les explorations. Ses filons, très-irréguliers, ne contiennent que peu de cuivre natif, mais bien des minerais sulfurés, cuivre sulfuré noir, cuivre pyriteux, cuivre gris : ils renferment de l'argent natif en faible proportion.

Ces filons sont sur la direction de ceux connus vers le Nord, ils ont bien la même allure, présentent les mêmes gangues ; on doit les considérer comme formés et remplis en même temps; par conséquent, la différence qu'ils offrent pour l'état chimique du cuivre ne peut être expliquée que par l'influence de la roche encaissante au moment du remplissage.

Résumé. — Les filons transversaux sont extrêmement nombreux à la pointe Keweenaw ; on doit les considérer comme des cassures traversant tous les

terrains normalement à la direction des couches et des bancs, remplis postérieurement à une époque qu'il est impossible de préciser.

Les matières de remplissage sont arrivées en dissolution et non pas en fusion; la nature de la roche encaissante a exercé une grande influence sur la distribution des gangues et des métaux, sur l'état chimique du cuivre. Dans le conglomérat, la gangue est principalement calcaire, les filons sont stériles ou contiennent des minerais oxydés du cuivre.

Dans le trapp compacte, grenu, amygdaloïde, la gangue est plus complexe, elle est formée de calcaire, de quartz, de feldspath, de chlorite, et des fragments et débris des roches encaissantes. Les filons contiennent de l'argent natif et du cuivre, toujours à l'état natif et parfaitement pur : ces deux métaux sont parfois mélangés et comme soudés l'un à l'autre, mais ne sont pas combinés. Le cuivre se présente disséminé en petits grains ou en masses irrégulières, dont les dimensions sont parfois colossales; il est plus abondant dans l'amygdaloïde que dans le trapp compacte; les parties des filons reconnues jusqu'ici les plus riches sont celles qui sont situées au Nord du greenstone, mais rien ne prouve que dans la zone du Nord on ne mettra à découvert des richesses aussi grandes par des travaux d'explorations convenablement développés.

Les filons placés dans la même position géologique, présentant à peu près les mêmes gangues, sont cependant très-différents les uns des autres pour la richesse en cuivre.

Dans le greenstone, les filons sont peu riches et leur gangue est plus spécialement quartzeuse; ils renferment encore le cuivre à l'état natif.

Dans la région du Sud, on retrouve à peu près les mêmes matières de remplissage, mais le cuivre n'est plus à l'état natif; il entre dans les filons à l'état de minerais sulfurés.

Si on considère que les bancs de trapp agissent fortement sur l'aiguille aimantée, qu'ils sont plus ou moins bons conducteurs de l'électricité, on est porté à voir la preuve d'une action électrique énergique dans l'influence évidente que les terrains ont exercée sur les matières minérales des filons.

L'hypothèse de dissolutions minérales remplissant les cassures préexistantes soumises à des courants électriques, traversant plus ou moins facilement les bancs de trapp, difficilement les couches de grès et de conglomérat, me paraît expliquer assez heureusement tous les faits observés. Ce n'est qu'une hypothèse, sans doute, mais elle présente un certain degré de probabilité, et se trouve confirmée par la ressemblance frappante du cuivre contenu dans les filons avec celui que nous obtenons dans nos laboratoires par les procédés galvanoplastiques.

Couches imprégnées de cuivre. — Pour compléter ce qui est relatif aux

gisements de la pointe de Keweenaw, il me reste à parler des couches imprégnées de cuivre, explorées ou simplement connues dans la zone métallifère du Nord et à la limite du greenstone.

Les travaux d'exploitation de la mine de Copperfalls ont traversé une bande amygdaloïde, située presque à égale distance du conglomérat et du greenstone, imprégnée de quartz, de calcaire, de chlorite et renfermant du cuivre natif. Le cuivre est en petits grains, en feuillets et même en masses pesant plusieurs kilogrammes. La roche est traversée par de nombreuses fissures à peine discernables, remplies des mêmes matières que les cavités, et qui expliquent comment la roche a pu être aussi complétement pénétrée.

Lors de ma visite, on n'avait encore exploré ce singulier gisement que dans les parties voisines des filons, et je ne peux affirmer que le cuivre existe dans toute la bande; ce sera un point très-intéressant à éclaircir pour les compagnies possédant des concessions dans la zone correspondante.

Quant au remplissage des cavités de l'amygdaloïde, il est dû certainement au même phénomène qui a produit les filons.

J'ai dit précédemment que le greenstone est séparé des trapps du Sud par un lit de conglomérat, épais seulement de $0^{m},40$: au-dessous du conglomérat on peut voir une couche de $0^{m},60$ de puissance, composée d'une matière feldspathique presque blanche à l'affleurement, et ressemblant à du kaolin. Elle présente, en plusieurs points, notamment auprès de la mine de Cliff, des mouches de cuivre. Aucune exploration n'a été faite dans cette couche, parce que nulle part les affleurements n'ont présenté une apparence assez favorable : je dois donc me borner à signaler son existence, qui pourra servir plus tard de terme de comparaison entre les terrains de la pointe de Keweenaw et ceux de l'Ontonagon.

Gisements de la contrée d'Ontonagon. — Dans la contrée d'Ontonagon le trapp est éloigné de la côte de 16 à 22 kilomètres, et tout le pays est couvert d'alluvions, d'argiles et sables. Ces conditions rendent les transports extrêmement difficiles et onéreux, car ils doivent se faire par la rivière ou sur des routes en planches, dont l'établissement est fort cher. Cependant des travaux d'exploration ont été poussés avec une activité surprenante, et plusieurs mines sont en pleine exploration; une d'elles, celle de Minnesota, possède des veines d'une richesse considérable, en cuivre et en argent, et paye de gros dividendes à ses actionnaires.

Les succès obtenus dans cette exploitation ont produit le même résultat que ceux de Cliff-mine à la pointe Keweenaw, c'est-à-dire que les explorations ont été faites dans tous les points analogues, dans ceux surtout où on pouvait espérer la continuation du gisement de Minnesota; le reste de la contrée a été relativement délaissé.

Il en est résulté qu'on connait assez bien la bande spéciale de la zone de trapp, dans laquelle Minnesota est située, et qu'on ne possède que des indications assez vagues sur les autres parties du terrain métallifère.

Tous les gisements explorés jusqu'à présent sont dans le trapp, et sont parallèles, en direction, aux terrains; ils peuvent être considérés comme des filons présentant des veines intercalées entre des bancs de nature différente et d'autres veines coupant les bancs sous un angle très-aigu ; fréquemment au contact des filons, l'amygdaloïde est imprégnée des matières de remplissage et renferme du cuivre natif.

J'ai déjà signalé la disposition générale de la contrée dans la partie voisine de la rivière d'Ontonagon; elle présente trois séries irrégulières de montagnes, séparées par des vallées couvertes d'alluvions. Dans la chaîne du Nord on a constaté l'existence du cuivre, mais on n'a fait que des explorations insignifiantes : les travaux ont été concentrés sur le versant méridional de la chaîne médiane et sur les chaînons détachés vers le Nord de la chaîne du Sud. L'alignement des chaînons est assez irrégulier, dérangé probablement par des failles nombreuses, et dans bien des points on est dans l'incertitude la plus complète sur la position réelle des gisements exploités.

J'indiquerai successivement les caractères principaux des filons dont la position est certaine dans la chaîne de Minnesota et dans la chaîne du Sud.

Chaîne de Minnesota. — Les mines de Minnesota, Rockland, National, etc., etc..., ont des travaux plus ou moins développés sur le même filon, parallèle à la direction des bancs, affleurant sur le versant méridional de la chaîne médiane. Sa disposition et son caractère restent sensiblement constants sur une très-grande longueur.

En profondeur, on ne sait pas encore ce que devient le filon ; près de la surface il se divise en plusieurs veines, dont deux seulement sont bien explorées.

L'une d'elles, la veine du Sud, est entre le conglomérat et le trapp (Voyez Pl. XIII, *fig.* 4), et représente un véritable filon de contact; la seconde, nommée veine du Nord, coupe les bancs de trapp sous un angle très-aigu, affleure sur les plateaux parallèlement à la formation, et paraît se réunir à la première à une centaine de mètres au-dessous de ses affleurements.

Entre ces deux veines principales on a reconnu plusieurs veinules qui passent de l'une à l'autre, mais ne semblent pas mériter d'être exploitées.

Dans l'état actuel des travaux, il est impossible de distinguer laquelle des deux veines est le filon principal; la question sera bientôt éclaircie, car l'exploitation de la veine du Nord à Minnesota doit prochainement atteindre le conglomérat.

Veine du Nord. — La veine du Nord est inclinée de 65° vers le N.-O.; son

toit est peu net et n'est marqué que très-rarement par des sallbandes, il en est de même du mur ; mais de ce côté le défaut de netteté peut s'expliquer assez facilement par les nombreuses veines secondaires qui se détachent vers la veine du Sud. Sa puissance est assez variable, de $0^m,15$ dans les parties étranglées jusqu'à plus de 2 mètres dans les renflements.

Cette veine est remplie par du calcaire spathique, du quartz, de la chlorite, de l'épidote verte, des fragments de trapp et une matière rouge de consistance argileuse, analogue à celle qui est si fréquente dans les filons de la pointe de Keweenaw. Elle renferme du cuivre natif en grains disséminés dans la gangue ou en masses de toutes dimensions, de formes très-irrégulières et généralement peu épaisses.

Le calcaire spathique se présente en veinules, ou en masses puissantes, ou bien même mélangé avec les autres matières minérales, principalement avec le quartz et l'épidote.

La matière argileuse rouge paraît provenir de la décomposition de fragments ou de zones de trapp, et se présente en feuillets, en veinules, en zones séparées des autres substances. On la trouve au toit ou au mur ou dans le milieu du filon.

Le quartz est souvent mélangé avec le calcaire et l'épidote, formant des zones distinctes, alternant avec de la chlorite, ou le ciment d'une brèche, dont les fragments angulaires proviennent de la roche encaissante.

L'épidote pure et cristalline se présente en veinules, mais plus ordinairement mélangée avec du quartz ou avec du calcaire ; elle forme dans le filon des masses irrégulières, très-puissantes et continues, empâtant des fragments de trapp, parfois isolés, parfois assez rapprochés pour constituer une brèche.

La veine présente de nombreuses géodes, en partie remplies par de l'argile rougeâtre, et tapissées par des cristaux de quartz assez nets, et de dimensions quelquefois très-grandes.

Le cuivre est disséminé en grains dans les brèches quartzeuses, dans l'épidote quartzeuse et calcaire ; il se montre en masses assez grandes dans le calcaire spathique ; souvent même il remplit à lui seul toute la veine, ou pénètre sous forme de veinules dans le toit et dans le mur.

Les surfaces du cuivre engagé dans la gangue sont très-inégales, et tellement pénétrées, qu'il est extrêmement difficile de les nettoyer sous le marteau. Les masses de cuivre les plus ordinaires pèsent de une à deux tonnes ; on en a cependant rencontré dont le poids dépassait cinquante, soixante et même cent tonnes. La masse principale de la mine de cuivre de Minnesota a déjà fourni plus de deux cents tonnes de cuivre, et son épaisseur maxima est de $1^m,60$.

Dans plusieurs explorations peu profondes on a trouvé des masses impor-

tantes de cuivre oxydulé, et même de cuivre oxydé noir, de cuivre carbonaté et de cuivre silicaté. Ces oxydes proviennent de l'action des eaux atmosphériques sur le cuivre natif, qui existe encore au centre de toutes ces masses.

Le cuivre n'est pas également réparti dans toute l'étendue explorée de la veine ; on a rencontré : tantôt le cuivre en grains disséminés dans la gangue, avec de petites masses ; tantôt des masses de cuivre de grandes dimensions, abondantes déjà à une très-faible profondeur.

Il serait prématuré d'émettre maintenant un avis sur la distribution du cuivre; il faut attendre que les exploitations commencées aient pris un plus grand développement.

Veine du Sud. — La veine du Sud a pour mur bien net le conglomérat, qui plonge vers le N.-O. sous un angle de 55°. Son toit est presque partout incertain, par suite des veinules nombreuses qui pénètrent dans le trapp, et dont plusieurs vont rejoindre les veines du Nord. Le mur est marqué par des feuillets très-minces de matière argileuse rouge, ressemblant à du trapp chloritique broyé et décomposé. En plusieurs points la veine est étranglée et le toit n'est séparé du conglomérat que par cette argile schisteuse. Dans les renflements, la veine est remplie par du calcaire spathique, d'un blanc laiteux, ou légèrement jaunâtre, mélangé avec un peu de quartz, de chlorite et d'épidote : mais la gangue dominante est toujours le calcaire.

La veine contient du cuivre et de l'argent natifs.

Le cuivre est très-rarement en grains disséminés dans le calcaire, il est presque toujours en masses irrégulières, pesant au plus huit à dix tonnes, toujours mélangées avec de l'argent natif. Les deux métaux sont adhérents, enchevêtrés l'un dans l'autre, mais ne sont jamais combinés : ils sont évidemment contemporains, et n'ont pas été produits par voie de fusion ; autrement on les trouverait combinés.

L'argent se présente assez fréquemment séparé du cuivre, engagé dans le calcaire spathique en masses pesant plusieurs kilogrammes, ramifiées à l'infini, de manière à reproduire après l'enlèvement du calcaire, l'apparence d'un polypier. Je dois signaler, avant d'aller plus loin, une analogie frappante entre les deux régions, d'ailleurs si différentes de la pointe de Keweenaw et d'Ontonagon. Les filons contiennent les mêmes substances, disposées à peu près de la même manière ; l'argent se trouve toujours dans le calcaire spathique et près du conglomérat : le cuivre n'est jamais combiné à l'argent.

Gisements de la chaine du Sud. — Dans les montagnes peu élevées qui forment les premiers contreforts de la chaîne du Sud, se trouvent des filons disposés comme les veines dont je viens de parler.

Leurs affleurements sont parallèles à la direction des bancs de trapp, et les filons les coupent dans la profondeur sous un angle assez aigu. Le trapp

plonge de 55° vers le N.-O., l'inclinaison des filons est de 65 à 70°. Ils se continuent, comme les premiers, sur une très-grande longueur, en conservant assez bien leurs caractères; mais en chaque point exploré ils sont moins nets, par suite de la nature amygdaloïde du trapp. Les matières de remplissage ont pénétré dans la roche poreuse, en sorte qu'on trouve en même temps les filons presque parallèles aux bancs de trapp, et le trapp imprégné des mêmes matières que les filons.

Ils contiennent du calcaire spathique, du quartz, de la chlorite, de l'épidote et des fragments de trapp avec du cuivre natif disséminé; mais les masses de cuivre sont rares et toujours de faibles dimensions[1].

Les exploitations produisent principalement de la roche à bocarder et sont loin de donner les brillants résultats de la mine de Minnesota.

La roche amygdaloïde présente les mêmes matières, soit en noyaux dans les cavités et dans les fissures, soit en masses ou en veines irrégulières, et ne peut produire aussi que de la roche à bocarder.

La disposition générale que je viens d'indiquer n'a été bien reconnue que dans la partie de la contrée voisine de la rivière d'Ontonagon; les gisements s'étendent bien loin vers l'Ouest et vers le Nord-Est, mais il n'est plus facile de distinguer ceux qui appartiennent à la chaîne méridionale de ceux qui peuvent être dans la même position que Minnesota.

Résumé. — Dans toute la contrée, la direction des filons est parallèle à celle du trapp, les filons ont des veines intercalées entre les bancs de nature différente, et d'autres veines qui les coupent sous un angle assez faible. Dans tous les points où les veines ont rencontré l'amygdaloïde, la matière des filons a pénétré dans la roche et le cuivre est très-disséminé. Le cuivre se présente en masses considérables dans les filons bien caractérisés, et l'argent natif ne s'est montré que dans les veines de contact auprès du conglomérat.

Les matières et le mode de remplissage sont les mêmes que dans les filons de la pointe de Keweenaw; la différence qu'offrent les deux districts résulte du mode de fractures des terrains, longitudinales à Ontonagon, transversales à la Pointe.

Région du Portage. — Les travaux d'exploration n'ont pas eu beaucoup d'activité dans la région du lac Portage, et n'occupaient pas plus de 400 ouvriers en 1854. Cette partie du terrain métallifère est par conséquent peu connue, et la disposition des gisements n'a été déterminée qu'aux affleurements.

Le cuivre natif, accompagné de calcaire spathique, de quartz, de chlorite, d'épidote et de laumonite, se présente en filons peu puissants et peu continus, intercalés entre des bancs de trapp poreux ou amygdaloïde. Ces roches sont

1. L'argent natif n'a pas encore été signalé dans les gisements du Sud.

imprégnées des mêmes matières et contiennent du cuivre en grains et en très-petites masses, quelquefois même de l'argent natif. On peut les suivre pendant plusieurs kilomètres, tandis que les filons eux-mêmes ne se prolongent pas au delà d'une centaine de mètres.

Ces gisements sont analogues à ceux de la contrée d'Ontonagon; dans les deux régions on trouve des filons parallèles aux terrains, et des bancs de trapp poreux imprégnés au contact. Dans l'Ontonagon, les filons sont parfaitement caractérisés et bien continus; les bancs d'amygdaloïde ne sont imprégnés que dans les parties voisines des filons. Au Portage, les veines sont peu continues et prennent la disposition de fissures orientées, pareilles à celles qui renferment les minerais de zinc et de plomb dans la grauwacke des bords du Rhin: les zones de trapp contenant le cuivre et les autres minéraux des filons, sont très-développées et deviennent les gisements principaux.

Ces différences s'expliquent aisément par les considérations que j'ai présentées au commencement du chapitre sur les fractures que le soulèvement a dû produire dans les terrains.

Ile-Royale. — L'Ile-Royale a été explorée par un certain nombre de compagnies, mais les résultats obtenus n'ont pas été très-favorables; deux mines sont seules maintenant en exploitation, à Rock et Todd's Harbor, et produisent une quarantaine de tonnes de cuivre.

Les filons se rapportent à deux systèmes: l'un normal aux couches du terrain, l'autre parallèle en direction, mais plongeant vers le Nord, tandis que l'inclinaison du trapp est au Sud.

Les filons transversaux présentent la plus grande analogie avec ceux de la pointe de Keweenaw; ils sont peu puissants et remplis par du calcaire spathique, du quartz, de la chlorite, des fragments de trapp. Ils contiennent le cuivre à l'état natif, en grains disséminés dans la gangue ou en petites masses irrégulières, et paraissent plus riches dans l'amygdaloïde que dans le trapp compacte. Les géodes ont présenté quelques-uns de ces beaux cristaux de zéolithes qui sont fréquents dans les filons de la Pointe, et qui manquent presque complétement dans les gisements de l'Ontonagon.

Canada. — Plusieurs recherches ont été faites au Nord et à l'Est sur les côtes du Canada, mais jusqu'à présent on n'a découvert aucun filon dont la richesse puisse être comparée à celle des gisements de la partie américaine du lac.

Les filons sont très-irréguliers, presque normaux aux bancs de trapp, et remplis par du calcaire et par du quartz; ils contiennent un peu d'argent natif et des minerais de cuivre, principalement le cuivre pyriteux et le cuivre gris. Quand ils auront été mieux étudiés, il sera peut-être possible d'établir

une relation avec ceux explorés au Sud des Bohemian-Mountains, du côté du Lac la Belle et du lac Gratiot.

Le plus important des filons reconnus au Nord est celui de l'île nommée Spar-Island; son affleurement, puissant de 3 à 4 mètres, peut se distinguer à une grande distance, grâce au contraste de la couleur blanche du calcaire et du quartz avec la teinte foncée de la roche encaissante. Il a produit des minerais de cuivre et un peu d'argent; vers le Nord, on l'a trouvé renfermant beaucoup de blende.

Mine Bruce. — La formation trappéenne s'étend bien au delà des limites du lac Supérieur, et renferme également des filons plus ou moins riches en minerais de cuivre. Ainsi, on exploite à l'île Saint-Joseph, à 80 kilomètres au Sud du Saut Sainte-Marie, un filon de quartz contenant du cuivre pyriteux très-abondant, et traversant un terrain de trapp, de jaspe et de quartzite. La mine Bruce est maintenant dans une bonne position; elle expédie près de 200 tonnes de minerai par mois à l'usine de Boston, et donnera des dividendes à ses actionnaires, après avoir commencé par faire d'énormes dépenses presque sans résultat utile.

Les districts produisant le cuivre au lac Supérieur sont, d'après ce qui précède, la Pointe de Keweenaw, l'Ontonagon, le Portage et l'Ile-Royale. Dans cette partie de la contrée, les gisements sont postérieurs à la formation des terrains; on peut réunir à ce sujet deux genres de preuves : le premier résultant de la composition des grès et des conglomérats, le second dérivant de la disposition des gîtes.

J'ai déjà fait connaître, au commencement et vers le milieu de ce chapitre, les conclusions que l'on peut tirer de la composition des terrains et de la disposition des filons de la Pointe de Keweenaw. Il me paraît utile d'insister encore un peu sur ce sujet, afin de mettre mieux en évidence que, dans toute la partie bien explorée du lac Supérieur, le cuivre et l'argent sont arrivés après la formation des terrains.

A la pointe de Keweenaw, les deux métaux sont dans des filons presque partout nettement encaissés, traversant des bancs de trapp, de conglomérat et de grès. Les minéraux des filons ne se trouvent dans la roche encaissante qu'au contact même et à une faible distance des veines, et seulement dans le cas où cette roche est très-poreuse. La pénétration des matières qui ont rempli les filons dans le trapp préexistant est alors bien évidente.

Il est donc bien certain que le remplissage des filons est postérieur à la formation des trapps, des conglomérats et des grès : on est porté à conclure que les filons de la pointe de Keweenaw sont les fentes produites par le soulèvement, remplies à une époque qu'il est bien difficile de préciser dans l'état actuel des explorations.

Si maintenant on considère la disposition des minéraux et des métaux contenus dans les filons ; la présence, dans les énormes masses de cuivre, de noyaux présentant un mélange de calcaire, de quartz, de chlorite, de fragments de trapp ; le contact et l'adhérence du cuivre et de l'argent, qui ont tant d'affinité l'un pour l'autre à une température élevée, et qui cependant ne sont pas combinés ; on doit être convaincu que le remplissage des filons n'a pu se faire que par voie humide.

L'influence évidente que les roches ont exercée sur la distribution des minéraux, sur l'abondance et sur l'état chimique du cuivre, conduit à penser que l'électricité a dû jouer un très-grand rôle dans ce phénomène.

En restant en dehors de toute hypothèse, on peut conclure avec certitude, pour la pointe de Keweenaw, que les filons sont postérieurs aux terrains, qu'ils ont été remplis par voie humide.

Les gisements de la contrée d'Ontonagon et de la région du lac Portage, présentent avec les filons de la Pointe des analogies et des différences.

La nature et la disposition des matières minérales dans les veines bien définies, leur dissémination dans le trapp amygdaloïde, et par conséquent poreux et d'une pénétration facile ; l'absence complète de ces matières dans tous les bancs compactes, offrent des analogies tellement évidentes avec les faits observés à la Pointe, qu'on est forcé d'admettre que tous les gisements ont été produits en même temps et par le même phénomène.

D'un autre côté, les différences principales entre les trois districts peuvent être facilement expliquées si on admet l'hypothèse extrêmement probable que tous les gîtes ont été formés dans les fentes préexistantes. J'ai déjà indiqué les directions des fractures dues au soulèvement que révèle l'étude des terrains ; elles sont normales à la pointe de Keweenaw, et parallèles aux formations dans l'Ontonagon et le Portage : on comprend alors très-aisément comment, à la Pointe, on rencontre presque exclusivement les filons transversaux, tandis que dans les deux autres régions on ne connaît que des filons de contact, des veines plus ou moins continues, souvent en connexion avec des bandes d'amygdaloïde imprégnées des mêmes matières minérales.

Par ces considérations, on arrive à la conclusion suivante : dans toute la partie explorée du lac Supérieur, les gisements de cuivre, contenant fréquemment de l'argent natif, sont postérieurs à la formation de trapp, de conglomérats et de grès ; ils ont été formés par voie humide dans les fentes produites par le soulèvement.

Il me paraît assez probable que les filons de l'Ile-Royale, ceux du Canada, à l'Est et au Nord, celui de la Bruce-Mine, près du lac Huron, ont été formés en même temps que ceux considérés précédemment. Cependant, je n'avancerai rien à leur égard avant de les avoir visités.

CHAPITRE IV.

DES MINES AU LAC SUPÉRIEUR.

Les exploitations de cuivre natif au lac Supérieur ont pris en peu de temps une importance que bien peu de personnes en Europe sont en position d'apprécier. Je vais essayer de faire connaître la situation des mines dans les deux principaux districts de la pointe de Keweenaw et de l'Ontonagon, en évitant d'entrer dans trop de détails au sujet des travaux récemment commencés. On comprendra facilement que la plus grande réserve m'est imposée, en présence de la spéculation dont les mines de ce pays seront longtemps encore le point de mire. Je dois me borner à l'exposé de la situation générale, et à la description d'un petit nombre de mines, choisies comme exemples des résultats obtenus.

Je dirai d'abord quelques mots des anciens travaux, qui existent dans toutes les parties explorées ; j'exposerai brièvement le mode d'exploitation adopté maintenant, la préparation mécanique et la fonte en lingots ; je décrirai plusieurs des mines de la pointe de Keweenaw et de l'Ontonagon ; je terminerai par quelques considérations sur la production de la contrée.

Je n'aurai pas à m'occuper de l'argent, qui est encore un produit accidentel pour la plupart des exploitations. Une grande partie de ce métal, que plusieurs filons contiennent en forte proportion, est perdue par suite de son mélange intime avec le cuivre ; une autre partie disparaît malgré la surveillance très-sévère exercée par les directeurs.

§ I. — *Des anciens travaux.*

Dans toute la contrée dans laquelle les explorations récentes ont signalé le cuivre natif, on a constaté l'existence d'anciens travaux d'exploitation : plusieurs d'entre eux doivent avoir été faits à une époque très-reculée, car les déblais, formant des monticules assez étendus, sont recouverts d'une épaisseur très-grande de terre végétale, et supportent des arbres séculaires, pareils à ceux des autres parties des forêts.

En d'autres points les excavations paraissent bien plus modernes, et abandonnées tout récemment.

Dans un grand nombre on a trouvé des anciens marteaux, du charbon de bois, des leviers, qui permettent de conjecturer de quelle manière les anciens ont travaillé. Les marteaux sont des pierres dures, arrondies, autour desquelles on a creusé une ceinture pour fixer le manche en bois ; ils ressemblent beaucoup à ceux qui ont été découverts dans plusieurs localités d'Europe, notamment en Espagne, dans des excavations évidemment très-anciennes.

Le charbon de bois et les leviers ont été trouvés auprès des grandes masses de cuivre, dégagées sur toutes leurs faces, arrondies sur tous les angles. Il est facile de comprendre que les anciens ouvriers, dépourvus des moyens énergiques que nous possédons maintenant, ont abattu avec leurs marteaux de pierre toutes les parties saillantes, et qu'ils ont cherché ensuite à diviser les masses de cuivre en les soumettant à un feu violent. Les leviers qui portent souvent les marques d'un long service, leur ont servi probablement à transporter des petites masses ou à chercher à détacher les masses plus considérables qu'ils ont, en fin de compte, laissées en place.

Nulle part on n'a trouvé de scories, ni de trace d'une préparation mécanique : les vieux mineurs n'ont donc cherché que les petites masses de cuivre, celles qu'ils pouvaient utiliser aisément.

Les vieux travaux sont nombreux au Nord et au Sud du greenstone, dans le district de la pointe de Keweenaw ; ils sont plus nombreux et plus importants dans la contrée d'Ontonagon, à l'Est et à l'Ouest de la rivière. Tous sont arrêtés à une faible profondeur, de 3 à 12 mètres, suivant la configuration des terrains, et n'ont pas été poussés plus bas à cause des eaux.

Ils présentent partout la même disposition ; ils ont évidemment été faits à des époques différentes, avec des moyens d'action constants, les marteaux de pierre et le feu.

En rapprochant ces faits des renseignements rapportés par les missionnaires jésuites et les plus anciens voyageurs, on peut conclure que les mines de cuivre natif ont été de tout temps exploitées par les Indiens peaux rouges, résidant, ou faisant seulement des excursions dans la contrée.

Cette conclusion est intéressante au point de vue historique, parce qu'elle exclut l'hypothèse d'une race différente des Indiens actuels, qui aurait occupé le pays à une époque inconnue, et fait des exploitations suivies dont la race rouge n'aurait pas été capable.

Elle est plus importante encore pour les compagnies qui entreprennent des explorations, parce que l'étude des anciens travaux permet de reconnaître l'importance probable des gîtes que les Indiens ont exploités.

Il est évident que les travaux anciens très-développés, et par suite continués pendant de longues années, n'ont été faits par les Indiens que sur des affleurements très-riches en petites masses de cuivre, tandis que des excavations peu profondes, autour desquelles on ne remarque que des déblais insignifiants, correspondent à des filons pauvres à la surface.

On ne connaît pas encore d'une manière bien certaine la relation qui existe entre la richesse en cuivre, à la surface, et l'abondance des grandes masses dans la profondeur, mais il est permis d'admettre que les filons riches à la surface seront probablement d'une exploitation plus avantageuse que ceux dont les affleurements ont été pauvres.

A ce point de vue l'étude des anciens travaux donne à peu de frais des indications extrêmement utiles; elles perdraient beaucoup de leur netteté, si par des explorations plus étendues on venait à découvrir qu'une race plus civilisée que les Indiens les a précédés dans l'exploitation des mines. Les tas immenses de déblais, les excavations développées pourraient alors s'appliquer à des gisements moins riches.

§ II. — *Exploitations actuelles.*

Les premières explorations ont commencé vers l'année 1842, presque au hasard, sur les indications contenues dans les relations des missionnaires, et sur les données incertaines, fournies par les deux missions du gouvernement et par les voyages de M. Douglas Houghton. Des sommes énormes ont été dépensées sans résultat utile, en recherches faites dans les terrains non métallifères; les efforts persévérants du docteur Jackson, de plusieurs directeurs de mines et des géologues auxquels on doit l'achèvement de la carte géologique, ont enfin donné aux travaux une direction convenable.

Les développements dans lesquels je suis entré, sur la constitution géologique et sur la disposition des gisements, montrent quel pas immense a été fait dans un intervalle de temps aussi court. Il reste encore beaucoup à faire pour compléter l'étude des filons, pour arriver à connaître, d'après les affleurements et la position géologique, les résultats que peut donner la mise en exploitation.

Il faut encore, au moment actuel, des travaux considérables en profondeur et en direction, pour fixer la valeur d'un gisement; on peut citer plusieurs exemples de filons, pauvres à la surface, trouvés très-riches dans la profondeur, et des exemples aussi nombreux de filons ou de gisements placés à peu près dans les mêmes conditions, dans lesquels l'enrichissement en profondeur ne s'est pas présenté.

Ces différences sont peut être plus sensibles à la pointe de Keweenaw que

En d'autres points les excavations paraissent bien plus mod
données tout récemment.

Dans un grand nombre on a trouvé des anciens marte
bois, des leviers, qui permettent de conjecturer de que
ont travaillé. Les marteaux sont des pierres dures
quelles on a creusé une ceinture pour fixer le m
blent beaucoup à ceux qui ont été découv
d'Europe, notamment en Espagne, dans de
anciennes.

Le charbon de bois et les leviers ont é
de cuivre, dégagées sur toutes leurs f
est facile de comprendre que les e
énergiques que nous possédons n
de pierre toutes les parties sail
les masses de cuivre en les se
tent souvent les marques d
transporter des petites m
sidérables qu'ils ont, e

Nulle part on n'a t
que : les vieux mi
celles qu'ils pou ... , des mines

Les vieux tr ... résultats attirent vers les
le district de ... ulation.
tants dans ... ute-Marie développera beaucoup les com-
arrêtés à ... ur avec le monde civilisé, et donnera probable-
des ter ... nouvelle à tous ces travaux ; elle abaissera les frais de
D ... utes les matières nécessaires aux exploitations et aux habi-
d ... surtout elle rendra les expéditions plus certaines, en permettant
grands navires du lac Huron et du lac Érié de pénétrer jusqu'aux ports
du lac Supérieur.

Mode d'exploitation. — Le mode d'exploitation des filons diffère en certains points de la méthode suivie en Angleterre, On reconnaît le filon par des puits inclinés, sur lesquels on installe successivement, à mesure que les travaux sont plus développés, des treuils, des manéges à chevaux, des machines à vapeur, soit pour l'extraction, soit pour l'épuisement.

On pousse en direction des galeries espacées d'environ 20 mètres, communiquant par des cheminées. Un de ces niveaux débouchant au jour sert de galerie d'écoulement, et facilite les travaux jusqu'à l'installation des machines.

Les massifs, découpés par les galeries et les cheminées, sont exploités par

...sés, et les vides sont remblayés assez incomplétement avec les ... Le terrain est très-solide et, par suite, l'imperfection des ...e d'autre inconvénient que celui d'exiger beaucoup de

...ant de grandes masses de cuivre, les travaux sont ... les galeries sont faites dans le mur, en suivant ...les intervalles des traverses pour reconnaître le

... est assez complexe : on commence par les ...sant de ce côté qu'un vide peu large du ...teur ne sont pas trop grandes, on fait ... le niveau inférieur au moyen de

...'un niveau à l'autre, on la divise ...cher d'une pièce, et en choi...oins épais. On fait ensuite ...ement, en commençant

...us sur le sol d'un niveau, ... varie de 1 à 2 tonnes : la section est ...s rainures [1] par l'enlèvement de copeaux. On ... des chariots, et on roule sur chemins de fer jus...cial destiné à l'enlèvement des masses, et muni d'un cabestan ... ou quatre chevaux.

Dans les mines les plus riches, on remplace maintenant les puits inclinés par des puits verticaux, placés en dehors des filons. La dépense est considérable en raison de la dureté de la roche et du haut prix de la main-d'œuvre.

A la mine de Copperfalls, les galeries d'écoulement sont commencées à différents niveaux en même temps, et les travaux préparatoires sont très-développés ; dans toutes les autres on abat les masses de cuivre et les parties des filons imprégnées de cuivre, en même temps qu'on pousse les travaux en profondeur et en direction : la production ne peut être régulière ; elle suit à très-court intervalle la richesse reconnue à l'avancement.

On néglige fréquemment l'exploration des veines latérales, même quand on les constate en suivant le filon principal, à moins qu'elles ne présentent,

1. Les rainures ont 2 centimètres de large ; le travail est très-long et coûte fort cher, de 45 à 75 fr. par pied quarré de surface coupée ; la présence de noyaux de roche dans le cuivre empêche l'emploi d'autres instruments que le ciseau et le marteau.

dans la contrée d'Ontonagon, car il semble que dans ce dernier district les résultats obtenus en profondeur correspondent mieux aux indications des affleurements.

On a commencé des recherches dans beaucoup de filons, sans avoir des moyens suffisants pour continuer les travaux ; on n'a obtenu aucun résultat, je puis ajouter qu'on ne devait pas espérer d'en obtenir, car il faudra toujours des capitaux assez forts pour mettre en exploitation un filon, même très-riche à la surface, au lac Supérieur, plus encore que dans un autre pays.

A la pointe de Keweenaw le nombre des recherches commencées puis abandonnées pour ce motif est assez grand, et pour la plupart l'abandon des travaux n'implique pas la pauvreté des filons.

Plusieurs compagnies puissantes ont entrepris des explorations et les ont poussées avec persévérance. Les unes, et c'est le plus petit nombre, ont fait de grands bénéfices; les autres poursuivent en profondeur des gisements trop riches pour être abandonnés, trop pauvres jusqu'à présent pour couvrir toutes les dépenses.

La contrée du lac Supérieur présente donc les phases ordinaires de tous les districts miniers : des anciens travaux, des explorations stériles, des recherches abandonnées peut-être à tort et par manque de capitaux, des exploitations soutenues par l'espérance d'un avenir plus favorable, des mines excellentes, mais en petit nombre, dont les heureux résultats attirent vers les entreprises de mines les capitaux et la spéculation.

L'ouverture du canal du Saut Sainte-Marie développera beaucoup les communications du lac Supérieur avec le monde civilisé, et donnera probablement une impulsion nouvelle à tous ces travaux ; elle abaissera les frais de transport de toutes les matières nécessaires aux exploitations et aux habitants, et surtout elle rendra les expéditions plus certaines, en permettant aux grands navires du lac Huron et du lac Érié de pénétrer jusqu'aux ports du lac Supérieur.

Mode d'exploitation. — Le mode d'exploitation des filons diffère en certains points de la méthode suivie en Angleterre, On reconnait le filon par des puits inclinés, sur lesquels on installe successivement, à mesure que les travaux sont plus développés, des treuils, des manéges à chevaux, des machines à vapeur, soit pour l'extraction, soit pour l'épuisement.

On pousse en direction des galeries espacées d'environ 20 mètres, communiquant par des cheminées. Un de ces niveaux débouchant au jour sert de galerie d'écoulement, et facilite les travaux jusqu'à l'installation des machines.

Les massifs, découpés par les galeries et les cheminées, sont exploités par

gradins renversés, et les vides sont remblayés assez incomplétement avec les matières stériles. Le terrain est très-solide et, par suite, l'imperfection des remblais ne présente d'autre inconvénient que celui d'exiger beaucoup de bois pour les soutenir.

Dans les parties contenant de grandes masses de cuivre, les travaux sont nécessairement irréguliers ; les galeries sont faites dans le mur, en suivant les masses et pratiquant dans les intervalles des traverses pour reconnaître le filon.

L'abatage des grandes masses est assez complexe : on commence par les dégager au toit et au mur, en ne laissant de ce côté qu'un vide peu large du côté du mur. Si les dimensions en hauteur ne sont pas trop grandes, on fait tomber la masse d'un seul morceau sur le niveau inférieur au moyen de barils de poudre placés derrière.

Si, au contraire, la masse de cuivre s'étend d'un niveau à l'autre, on la divise au ciseau en grands morceaux qu'on puisse détacher d'une pièce, et en choisissant pour les lignes de division les points les moins épais. On fait ensuite tomber à la poudre les morceaux coupés successivement, en commençant par la partie supérieure.

Une fois la masse ou ses grands morceaux abattus sur le sol d'un niveau, on les coupe en fragments dont le poids varie de 1 à 2 tonnes : la section est faite au ciseau, en pratiquant des rainures [1] par l'enlèvement de copeaux. On place les fragments sur des chariots, et on roule sur chemins de fer jusqu'au puits spécial destiné à l'enlèvement des masses, et muni d'un cabestan à deux ou quatre chevaux.

Dans les mines les plus riches, on remplace maintenant les puits inclinés par des puits verticaux, placés en dehors des filons. La dépense est considérable en raison de la dureté de la roche et du haut prix de la main-d'œuvre.

A la mine de Copperfalls, les galeries d'écoulement sont commencées à différents niveaux en même temps, et les travaux préparatoires sont très-développés ; dans toutes les autres on abat les masses de cuivre et les parties des filons imprégnées de cuivre, en même temps qu'on pousse les travaux en profondeur et en direction : la production ne peut être régulière ; elle suit à très-court intervalle la richesse reconnue à l'avancement.

On néglige fréquemment l'exploration des veines latérales, même quand on les constate en suivant le filon principal, à moins qu'elles ne présentent,

1. Les rainures ont 2 centimètres de large ; le travail est très-long et coûte fort cher, de 45 à 75 fr. par pied quarré de surface coupée ; la présence de noyaux de roche dans le cuivre empêche l'emploi d'autres instruments que le ciseau et le marteau.

au point de réunion, du cuivre natif en abondance. Je n'ai vu dans aucune exploitation des traverses un peu longues dirigées en recherche des veines, dont la présence est rendue probable par la configuration du terrain. J'ai déjà dit précédemment que l'absence de travaux dans les veines latérales est expliquée, sinon commandée, par le haut prix de la main-d'œuvre et par les circonstances difficiles dans lesquelles les mines sont placées. On ne doit pas s'attendre à trouver dans un pays à peine habité, après quelques années d'activité, le développement régulier des recherches, des travaux d'avenir et d'exploitation qui sont le résultat d'une longue tradition, et que plusieurs districts d'Europe ne présentent pas encore.

Produits des mines. — Les produits amenés au jour sont :

1° Les masses de cuivre plus ou moins engagées dans la gangue et les morceaux déjà coupés ;

2° Les roches imprégnées de cuivre et les parties stériles, qu'un triage rapide, fait dans la mine, ne permet pas de séparer complétement.

Les petites masses de cuivre sont débarrassées à coups de marteau de la gangue engagée dans les aspérités de la surface; les fragments déjà coupés sont divisés en blocs plus faciles à transporter; ces produits sont envoyés au port pour être embarqués et portés aux fonderies pendant les mois de navigation. Ils contiennent ordinairement de 75 à 85 pour 100 de cuivre pur.

La gangue et les roches imprégnées de cuivre passent au triage ; on sépare les parties stériles, tout le reste est envoyé à la préparation mécanique, établie à peu de distance des puits d'extraction. La teneur en cuivre de ces matières est très-variable, on en retire ordinairement de 1 1/4 jusqu'à 5 1/2 pour 100 de métal bon à fondre.

J'indiquerai très-brièvement les opérations successives de la préparation mécanique, sans discuter les détails et sans indiquer les modifications qui sans aucun doute seront apportées dans un avenir assez rapproché.

Préparation mécanique. — Première opération. — *Calcination en plein air et en grands tas.* — Elle a pour but de rendre plus friables les roches et les gangues imprégnées de cuivre, et de faciliter le cassage au marteau, qui doit précéder le bocardage. On peut la considérer principalement comme un moyen d'économiser la main-d'œuvre.

Les tas ont la forme d'un tronc de pyramide à base carrée ; les dimensions sont nécessairement très-variables, on peut admettre en moyenne 6 à 8 mètres pour le côté de la base, et 5 à 6 mètres pour la hauteur.

Sur le sol, on dispose un lit de bois de trois à quatre rangées de bûches, en ménageant des canaux pour la mise en feu ; par-dessus, on élève le tas, en ayant soin de placer à la partie inférieure les plus gros morceaux de

roche; les menus sont jetés au-dessus, dans le but de concentrer davantage la chaleur plutôt que pour leur faire subir une calcination inutile.

Quand le tas est construit, on allume le bois et on le laisse brûler lentement; quand tout est froid, on enlève progressivement les matières pour les porter au bocard. On trouve encore bien des gros morceaux au centre desquels la chaleur n'a pas pénétré, et qu'il faut casser au marteau, mais leur nombre est moindre et le travail plus facile qu'avant la calcination.

Dans plusieurs ateliers, j'ai vu faire un triage et une nouvelle séparation des morceaux stériles après le cassage au marteau qui suit la calcination. Pour d'autres mines, le triage n'est pas aussi nécessaire, parce que toute la roche amenée au jour est plus ou moins imprégnée de cuivre.

DEUXIÈME OPÉRATION. *Bocardage des minerais calcinés et cassés au marteau*[1]. — Les bocards sont disposés par batteries de quatre pilons, et mis en mouvement par des machines à vapeur de la force de 15, 20 et même 40 chevaux, les sabots sont en fonte et les flèches en sapin, et chaque pilon ne pèse pas moins de 350 kilogrammes. La levée, produite par des cames, varie de $0^m,15$ à $0^m,20$. On admet qu'un pilon peut bocarder près d'une tonne de minerai par vingt-quatre heures; mais le poids bocardé dépend nécessairement de la dureté de la roche, de la grosseur des morceaux et du degré de finesse qu'on cherche à obtenir, en élevant plus ou moins au-dessus de la sole l'orifice de sortie de l'eau et des matières pulvérisées.

En avant des batteries sont disposés des plans inclinés triangulaires, sur lesquels la lavée doit couler rapidement, en laissant déposer seulement les grenailles de cuivre; les sables et les matières fines sont entraînés plus loin sur des caissons allemands et sur des tables dormantes.

Le bocardage donne par suite trois produits différents :

a. De petites masses de cuivre qui sont trop lourdes pour être entraînées par l'eau et restent sous les pilons; on les enlève par intervalles inégaux quand on voit, à la marche des pilons, que leur épaisseur est devenue notable;

b. Des petites grenailles de cuivre, mélangées avec du gros sable, arrêtées sur les plans inclinés devant les batteries;

c. Des sables et des grenailles fines, entraînés par l'eau sur les caissons.

Le premier produit *a* est souvent très-riche et renferme de 75 à 90 p. 100 de cuivre pur; il est envoyé directement à la fonte. Le second produit *b* n'est presque jamais assez riche en cuivre pour être fondu; il est enrichi

1. Je donnerai le nom de *minerai* aux roches imprégnées de cuivre natif; ce nom est commode pour l'exposé des opérations; mais il ne faut pas oublier qu'il ne s'agit pas ici de véritables minerais de cuivre.

sur des cribles à bras, qui produisent du stérile et des grenailles bonnes à fondre; on les désigne sous le nom de stamp n° 1; elles contiennent ordinairement de 75 à 80 p. 100 de cuivre, et souvent un peu d'argent natif.

Le troisième produit c est enrichi successivement sur des caissons et sur des tables dormantes.

TROISIÈME OPÉRATION. *Enrichissement des matières fines.* — Les caissons sont larges de $0^m,40$, longs d'environ 2 mètres, inclinés de 6 à 7 degrés. Les tables dormantes sont disposées comme celles de Schemnitz, en Hongrie, mais leurs dimensions sont bien plus petites : leur longueur ne dépasse pas 2 mètres.

La lavée est conduite des plans inclinés sur les caissons, et laisse déposer près de la tête les gros sables et les grenailles de cuivre et argent. Les sables plus fins et les fines parcelles de cuivre sont entraînés sur les tables dormantes.

Tout ce qui n'est pas arrêté sur les deux séries de caissons et de tables est considéré comme trop pauvre pour qu'on puisse en tirer parti, et perdu.

Sur les caissons et sur les tables on enrichit successivement, par des opérations séparées, les sables gros et fins restés en tête; on obtient deux produits, stamp n° 2 et n° 3, dont la teneur en cuivre pur varie :

De 40 à 52 p. 100 pour le stamp n° 2,

De 25 à 30 p. 100 pour le stamp n° 3.

Dans une exploitation de la contrée d'Ontonagon, celle de Ridge-Mine, j'ai vu un appareil analogue aux round-buddle, remplaçant avantageusement les caissons et les tables dormantes; bientôt cet appareil sera employé dans un plus grand nombre d'ateliers de préparation mécanique.

Je n'ai pas besoin d'entrer dans plus de détails pour faire comprendre le mode de préparation adopté au lac Supérieur; les ingénieurs saisiront facilement dans quel sens il faudrait le modifier pour perdre moins de cuivre sans augmenter la dépense en main-d'œuvre.

La teneur moyenne en cuivre des produits d'une mine, préparés pour la fusion, est assez variable; elle dépend principalement de la proportion des grandes masses de cuivre que renferme le filon, et des soins apportés à l'exploitation. Elle varie de 70 à 75 p. 100 pour les mines les plus riches, et de 55 à 58 p. 100 pour les filons qui contiennent peu de grandes masses et livrent surtout des roches à bocarder.

MAIN-D'ŒUVRE. — Avant de parler du traitement métallurgique des produits des mines, il me paraît utile de donner quelques renseignements sur les prix de la main-d'œuvre, pour les ouvriers spéciaux et pour les manœuvres.

Les ouvriers sont assez rares, principalement ceux qui sont habiles dans une spécialité ; et toute entreprise nouvelle doit amener les ingénieurs, les contre-maîtres et même un petit nombre d'ouvriers spéciaux. Ainsi, les principaux mineurs, ceux qu'on pourrait nommer les sous-officiers des mines, les ingénieurs, viennent presque tous de l'Angleterre. Les mineurs et les manœuvres sont des Américains, des Français et des Canadiens.

Presque tous les travaux sont donnés à l'entreprise, et les prix sont assez élevés pour que les manœuvres les moins habiles puissent gagner 5 francs par jour : les bons mineurs reçoivent ordinairement de 240 à 250 francs par mois ; ils doivent payer toutes leurs dépenses, telles que l'éclairage, la poudre, les réparations d'outils, etc. On estime que toutes ces dépenses et leur nourriture ne leur coûtent pas plus de 100 fr., et qu'ils peuvent mettre de côté, comme bénéfice net, de 125 à 150 francs.

Les compagnies doivent se charger de tous les approvisionnements, et la charge est d'autant plus lourde que les communications avec les villes du Sud sont interrompues pendant une grande partie de l'année : il faut que chaque entreprise tienne un magasin bien assorti de tout ce qui est nécessaire à la vie ; presque toutes ont commencé des défrichements et cultivent les pommes de terre, les betteraves, le seigle et quelques légumes, qui sont d'un grand secours pour leurs ouvriers et leurs employés.

Les compagnies font construire des maisons en bois pour loger leurs ouvriers ; le plus souvent elles sont très-petites et coûtent seulement un millier de francs ; elles sont louées à des entrepreneurs au prix de 60 fr. par an. Ceux-ci se chargent de loger et nourrir dix ouvriers par maison, moyennant 50 francs par mois. La nourriture se compose de pommes de terre, de lard salé, de pain et de thé. Les lits sont fournis par la compagnie et loués 30 fr. par an aux entrepreneurs, qui doivent les entretenir en bon état. Chaque lit comprend un matelas, un traversin et deux couvertures ; les draps sont inconnus.

Ces détails prouvent que les ouvriers s'astreignent volontairement à une très-rude existence, dans le but de réaliser de gros bénéfices.

Dans ces conditions, les galeries reviennent de 45 à 120 francs par mètre d'avancement, suivant les difficultés du terrain et la dureté des roches ; le prix de 45 francs par mètre se rapporte à des galeries poussées dans les filons et dans les circonstances les plus favorables d'une veine tendre jusqu'au milieu ; on n'a payé 120 francs que pour des galeries percées dans la roche très-compacte et non fissurée.

Les puits ($2^m,50$ sur $1^m,60$) foncés dans les filons coûtent de 150 à 250 francs par mètre ; dans les roches dures, leur prix s'élève jusqu'à 400 francs. Les cheminées sont payées de 110 à 215 francs, et l'abatage en gradins de 30 à

60 francs par mètre d'avancement, sur 2 mètres en hauteur et sur une largeur de $1^m,50$ à 2 mètres.

USINE A CUIVRE. — On n'a pas encore songé à construire, au lac Supérieur, une usine pour la fusion du cuivre en lingots, et tous les produits des mines et des ateliers de préparation mécanique sont envoyés à Détroit et même à Pittsburg. L'ouverture du canal Sainte-Marie permettra d'amener au lac Supérieur la houille de Pensylvanie au prix de 45 à 55 francs par tonne, et peut-être trouverait-on avantage, au point de vue commercial, à fondre le cuivre sur le lieu même de production. Cette question est du reste trop complexe pour que je m'arrête à sa discussion.

La fonderie de Détroit (et je pense aussi celle de Pittsburg) fond à façon, c'est-à-dire reçoit les masses de cuivre et les produits préparés, et rend en lingots le cuivre contenu, en prélevant une somme assez élevée pour son travail. Elle est établie à une petite distance de la ville de Détroit, sur le bord de la rivière qui réunit les deux lacs Huron et Érié : sa position est très-favorable pour recevoir le charbon et les cuivres envoyés du lac Supérieur.

L'usine comprend :

Deux réverbères pour la première fusion du cuivre ;,

Deux cubilots pour la fonte des crasses et des scories, avec une soufflerie, mue par une petite machine à vapeur ;

Des magasins, bureaux, un petit laboratoire, etc. ;

Un beau quai construit sur pilotis, auquel de grands navires peuvent aborder et faire leurs chargements et déchargements.

CONSISTANCE DE L'USINE. — Les réverbères sont construits comme les fourneaux servant à l'affinage du cuivre dans la méthode galloise, et n'en diffèrent que par quelques détails : ils ont chacun leur cheminée ; le milieu de la voûte est un chapeau mobile au moyen d'une grue, et qu'on enlève pour introduire les grandes masses de cuivre natif ; une grue, construite entre les deux fours, sert à manœuvrer les énormes blocs. Chaque four a deux portes : l'une d'elles est à l'extrémité et sert au travail et à la coulée ; l'autre est latérale et permet de charger rapidement, à la main ou à la pelle, les morceaux et les grenailles.

Les dimensions principales des fours sont les suivantes :

Grille, 1 mètre sur $1^m,30$;

Sole, 3 mètres sur $4^m,30$;

Cheminée, $0^m,60$ de côté ; hauteur, 20 mètres.

Les cubilots ont 4 mètres de hauteur et 1 mètre de diamètre intérieur ; ils sont portés sur des colonnes en fonte, disposition qui rend très-faciles les

réparations à la sole en sable ; ils reçoivent le vent par trois tuyères disposées à la même hauteur[1].

Les opérations aux réverbères et aux cubilots sont conduites par un maître fondeur; pour les deux réverbères, il faut trois ouvriers pendant la nuit et douze pendant le jour; les cubilots emploient seulement cinq hommes.

Les ouvriers gagnent de 6 à 10 francs par poste.

Le combustible provient des mines de la Pensylvanie : il revient à 40 francs la tonne, par suite d'une augmentation considérable survenue en 1854; son prix ordinaire est compris entre 25 et 30 francs.

Opération. — On fond en même temps, dans les fours à réverbère, les grandes masses et les produits de la préparation mécanique ; la charge ordinaire est de 4 1/2 à 5 tonnes; dès que la charge est introduite dans le four, on ferme toutes les portes et on chauffe jusqu'à fusion complète. Cette période n'exige aucun travail sur la sole et coïncide avec le poste de nuit, occupant un chauffeur par four et un aide pour amener le charbon.

Dès que toutes les matières sont en pleine fusion, on procède à l'enlèvement des scories à l'aide d'un râble en fer; elles sont tirées par la porte du fond, tombent sur le sol de l'usine et sont ensuite enlevées en grandes masses. Elles contiennent de l'oxyde et des grenailles de cuivre, et sont ultérieurement traitées au cubilot.

Quand le cuivre est bien débarrassé des scories, on l'amène au point convenable pour la coulée, en suivant à peu près la méthode employée dans l'affinage ordinaire du cuivre ; on coule en puisant à la cuiller et versant dans des lingotières en fonte ; ces lingotières sont disposées au-dessus de bâches contenant de l'eau et sont mobiles autour de charnières horizontales, de manière à ce qu'en faisant pivoter les lingotières on puisse faire tomber le cuivre dans l'eau.

L'opération entière dure de vingt à vingt-deux heures, et on compte seulement sur six charges par semaine et par four, c'est-à-dire sur une soixantaine de tonnes de masses et produits, desquelles on retire de 40 à 45 tonnes de cuivre en lingots.

La charge d'un four à réverbère est quelquefois plus grande que cinq tonnes quand on traite les lingots de la fonte au cubilot; on peut en passer jusqu'à huit tonnes par opération.

La dépense en combustible ne dépasse pas six tonnes pour une opération, on l'évalue même à une tonne par chaque tonne de matière fondue.

1. Le directeur m'a prié de ne pas faire connaître en détail les opérations faites à son usine; je dois par suite borner ma description à l'exposé général de la méthode, et ne pas donner toutes les dimensions des fourneaux.

Pour fondre les scories au cubilot, on commence par chauffer le fourneau avec du charbon de bois; on charge ensuite les scories mélangées avec un peu de chaux et l'anthracite comme combustible. Les matières fondues sont coulées dans des bassins en brasque; le cuivre se rassemble en lingots irréguliers à la partie inférieure; les scories se solidifient au-dessus du métal; elles sont considérées comme très-pauvres et jetées.

On fond dans une journée, et dans un seul cubilot, de dix à onze tonnes de scories, en brûlant environ trois tonnes d'anthracite. On ne fait pas de campagne, et chaque fourneau mis en feu le matin est mis hors feu le soir.

Le cuivre des scories est assez impur et chargé de fer; il doit être affiné au réverbère, et donne toujours du métal dont la qualité est moins bonne que celle du cuivre de première fusion.

La navigation étant interrompue pendant l'hiver, l'usine ne peut rester en activité que pendant 6 à 7 mois de l'année; les premiers arrivages ont lieu vers la fin de mai et les derniers en novembre, et tous les approvisionnements sont fondus à la fin de décembre.

Les conditions de la fonte en lingots sont assez favorables à l'usine; elle prélève par tonne de cuivre fondu en lingots :

80 francs pour les gros morceaux et les produits les plus riches du bocardage;

120 à 150 francs pour les deux qualités inférieures de produits, stamp n° 1 et stamp n° 2;

Et de plus 50 francs par tonne de scorie fondue au cubilot.

Ces nombres donnent environ 110 à 115 francs par tonne de cuivre rendu en lingots.

§ III. — *Des mines de la pointe de Keweenaw.*

Je suivrai dans la description des mines de ce district l'ordre qui me paraît indiqué par la séparation en deux zones métallifères, par la chaîne de greenstone.

Dans la zone métallifère du Nord, en allant de l'Est à l'Ouest, on rencontre successivement des recherches peu développées : auprès du fort Wilkins et du phare de Copper-Harbor; dans les concessions voisines des deux ports de Copper-H. et Agate-H.; auprès de Eagle-H. et de Eagle-river. La seule concession dans laquelle les travaux ont été poussés avec persévérance est celle de Copperfalls, mine dont les produits ont été peu abondants, mais qui paraît devoir occuper bientôt un des premiers rangs sur la liste des mines productives.

Dans la zone métallifère du Sud, on a fait des explorations très-nombreuses au pied de la chaîne de trapp à texture cristalline; à l'extrémité orientale les travaux n'ont pas encore fait connaître de filon très-riche, mais il faut remarquer que la plupart d'entre elles n'ont été poussées qu'à une faible profondeur, et que plusieurs ont été abandonnées par suite du manque de capitaux.

Un certain nombre de mines sont en pleine exploitation, et les résultats obtenus sont assez concluants pour qu'on puisse en tirer des indications très-utiles sur la manière la plus convenable de commencer de nouvelles entreprises.

Vers l'Ouest, les travaux de recherche n'ont en général donné que des résultats défavorables, et les gisements voisins du lac Portage ne sont explorés que depuis peu de temps : on n'a signalé aucune mine véritablement riche en masses de cuivre au delà de la mine de Cliff.

Je choisirai comme exemples :

Dans la région du Nord, la mine de Copperfalls;

Dans celle du Sud, les mines de North-West, North-Western, Cliff et South-Cliff.

Je ne donnerai pour toutes ces mines que les renseignements nécessaires pour faire connaître leur situation.

Région du nord. Copperfalls. — La concession de Copperfalls est placée à une faible distance (5 à 6 kilomètres) du petit port de Eagle-Harbor : elle s'étend depuis les bords du lac jusqu'au greenstone, et comprend toute la partie des filons qui traversent la zone du Nord, les alternances, la grande bande de conglomérat et même la petite zone de trapp amygdaloïde.

Les travaux ont été commencés en 1845; mais poussés au hasard, ils n'ont d'abord donné que des résultats peu favorables : en 1850 seulement on a dirigé les explorations sur les parties des filons contenues dans la grande zone de trapp, et reconnu la possibilité de faire dans l'avenir des bénéfices notables.

On connaît maintenant six filons; deux d'entre eux sont mis en exploitation sur une large échelle, par des puits et des galeries d'écoulement. Ces travaux ont fait découvrir un banc de trapp amygdaloïde, imprégné de cuivre natif, dont l'importance paraît être assez grande.

Les deux filons sont nommés, copperfalls et hill-vein; et le banc d'amygdaloïde est désigné sous le nom assez impropre de ash-bed, par suite de la comparaison de sa texture avec celle de cendres volcaniques agglutinées.

Copperfalls-vein. — Le filon est dirigé N. 22 à 25° O., à S. 22 à 25° E., et traverse presque vertical tous les bancs de trapp, de conglomérats et de grès; on peut le suivre à ses affleurements depuis le bord du lac jusque bien au delà du greenstone, en dehors de la concession.

Sa puissance varie de $0^m,30$ à 1 mètre, et dépasse 2 mètres dans les renflements; il est bien encaissé et limité par des sallbandes dans le trapp compacte ; il présente plusieurs veines détachées dans l'amygdaloïde.

Son exploitation est commencée par sept puits verticaux et par quatre galeries d'écoulement, dont l'achèvement exigera plusieurs années. La galerie inférieure est à près de 100 mètres au-dessous des points les plus élevés de la surface, et sa longueur projetée est de plus de 900 mètres.

La disposition des gangues est à peu près la même que dans tous les autres filons explorés, calcaire dans le conglomérat, et quartzeuse du côté du greenstone.

Près de la surface, le cuivre se présente principalement en petites masses et en grains disséminés dans les gangues. Les masses paraissent devenir plus importantes à mesure que les travaux atteignent une plus grande profondeur, et l'aspect du filon dans les niveaux nos 2 et 3 est déjà favorable.

L'argent natif, en petites masses dans le calcaire spathique, ou mélangé avec le cuivre, s'est montré dans les bancs de conglomérat, sur la limite de la zone de trapp; mais jusqu'à présent on ne peut compter sur ce métal pour donner des bénéfices assurés.

En examinant le plan des travaux, on saisit immédiatement le mode d'exploitation par galeries, adopté par le directeur, M. Hill. Aucune machine d'épuisement n'est installée sur les puits, le dépilage est à peine commencé, et tout est préparé pour l'avenir. Quand les galeries seront assez avancées, le filon sera rapidement découpé en massifs tout prêts pour l'abatage, et la mine pourra fournir à peu de frais, et en quantité considérable, du cuivre en masses et des matières à bocarder.

Hill-vein. — Le second filon est à peu près parallèle au premier, mais paraît contenir des masses de cuivre plus grandes. Sa mise en exploitation est commencée par dix puits verticaux et par six galeries d'écoulement, espacées d'environ 20 mètres en hauteur. La plus profonde est à 15 mètres seulement au-dessus du niveau du lac, et doit traverser les alternances de trapp, de conglomérat et de grès, et ensuite toute la zone métallifère du Nord : sa longueur totale sera de plus de 2,600 mètres; elle permettra d'exploiter le filon sans machine d'épuisement à la profondeur de 150 à 200 mètres au-dessous de la surface.

Les travaux commencés dans les puits et les galeries ont fait connaître les caractères principaux du filon sur presque toute l'étendue préparée pour l'exploitation, mais à une faible profondeur en chaque point. Sa puissance est extrêmement variable et présente une série de renflements et d'étranglements qui paraissent correspondre assez bien à la dureté moins ou plus

grande de la roche encaissante. La gangue est principalement calcaire vers le Nord, et quartzeuse dans les bancs compactes, surtout vers le Sud.

La matière argileuse rouge et la structure bréchiforme sont fréquentes dans le trapp relativement tendre et dans l'amygdaloïde.

Le cuivre est presque partout disséminé en petits grains, et la gangue est assez riche pour qu'on ait avantage à la bocarder.

Les masses de cuivre sont assez fréquentes dans les bancs amygdaloïdes, et leur importance paraît augmenter dans la profondeur : on a déjà reconnu plusieurs masses de 8 à 10 tonnes, et une dont le poids n'est pas estimé à moins de 30 tonnes.

Dans ce filon, on peut facilement distinguer la disposition du cuivre en zones inclinées vers le Nord, et qui suivent l'inclinaison des bancs de trapp. Aux bancs compactes de la roche encaissante répondent dans le filon des zones relativement assez pauvres, dans lesquelles on trouve seulement des petites masses de cuivre, et dans lesquelles les grains de métal disséminés dans la gangue sont plus rares. Les colonnes riches en cuivre disséminé et en grandes masses sont particulières à certains bancs de trapp, et principalement à l'amygdaloïde.

L'influence du terrain est maintenant bien évidente, et l'étude comparative de la nature du trapp et de la richesse en cuivre du filon dans ses différentes parties, sera plus tard, quand l'exploitation sera plus avancée, d'une grande importance pour toutes les mines placées dans les mêmes conditions. Les résultats déjà obtenus ont un grand intérêt scientifique et mettent en lumière l'action exercée par le terrain pendant le remplissage des filons.

Je n'ai pas à discuter le mode d'exploitation adopté dans les deux filons, bien différent de celui que suivent toutes les autres mines du lac Supérieur : les filons sont riches et supporteraient certainement les frais d'établissement de machines d'épuisement, à l'aide desquelles on arriverait beaucoup plus vite à l'exploitation en profondeur.

Couche de trapp imprégnée de cuivre ash-bed. — Les travaux préparatoires exécutés dans les deux filons ont recoupé une couche de trapp assez tendre, criblée de petites cavités amygdaloïdes et de fissures, remplies par toutes les matières que contiennent les filons, quartz, calcaire, feldspath, chlorite, et cuivre natif.

Le métal se présente en petits grains, en feuillets très-minces, et même en masses pesant plusieurs kilogrammes; la roche est tendre, le bocardage est facile, et la préparation mécanique permet de retirer à peu de frais la plus grande partie du cuivre contenu.

Ce banc très-singulier a une puissance variable, qui atteint jusqu'à 30 mètres près du filon Copperfalls. Il est séparé du trapp granulaire, qui lui est

superposé, par un filon composé de matière argileuse rouge, indiquant un glissement des bancs l'un sur l'autre, et d'une zone de gangue ordinaire, mélangée de quartz, de calcaire et de feldspath, imprégnée de cuivre. C'est un vrai filon de contact par lequel ont dû arriver les matières qui ont rempli la couche poreuse inférieure.

Vers le mur de cet *ash-bed* on a reconnu un lit de grès sablonneux également imprégné de cuivre, mais ne formant pas une séparation bien nette du trapp inférieur, qui est lui-même assez poreux.

La teneur moyenne en cuivre de ce gisement ne peut être encore bien appréciée; elle me paraît être de 3 à 4 pour 100; mais tous les mineurs savent combien il faut se défier d'une appréciation de richesse d'une roche en place.

Il est toujours certain que son exploitation peut être avantageuse et qu'elle donnera à la compagnie des quantités considérables de cuivre.

Dans les deux filons, Copperfalls et Hill, on a déjà préparé pour l'abatage, un très-grand nombre de massifs, et on admet que plus du tiers de la longueur des filons devra être enlevé, c'est-à-dire que la somme des longueurs, estimées suivant la direction des parties riches, et celle des parties stériles, sont à peu près dans le rapport de 1 à 2. L'abatage en gradins n'a été fait que dans une proportion très-restreinte jusqu'à la fin de 1854. Le produit moyen pour les deux filons a été de 420 kilogrammes de cuivre pur pour chaque toise quarrée, soit environ 100 kilogrammes de métal par mètre quarré de surface latérale.

En considérant le rapport, précédemment indiqué, des parties riches et stériles, on aurait pour toute la largeur explorée des deux filons, 35 à 40 kilogrammes de cuivre par mètre quarré de surface latérale, richesse minérale qui promet des bénéfices quand l'exploitation sera en pleine activité.

On ne doit pas considérer ce nombre comme rigoureusement établi, puisqu'on n'a exploité jusqu'ici qu'une très-petite étendue des filons; on doit espérer que les masses de cuivre devenant plus nombreuses dans la profondeur à Hill-vein, le rendement de ce filon sera plus important.

Il est impossible de savoir dès maintenant quels seront les frais de l'exploitation; on peut seulement espérer que les dépenses relatives aux travaux de mine ne dépasseront pas 25 fr. par mètre quarré abattu.

A la surface, la compagnie de Copperfalls a fait construire des maisons d'habitation, des maisons d'ouvriers, un magasin général, un bel atelier de préparation mécanique, dont le moteur est une machine à vapeur, capable de faire fonctionner 48 pilons de bocard [1].

1. 16 pilons étaient en activité à la fin de 1854; on espère arriver bientôt à faire fonctionner 16 autres pilons. On doit même construire prochainement deux autres ateliers.

Elle a établi de bonnes routes traversant toute la concession, et prolongées jusqu'à Eagle-Harbor; au port elle possède un magasin pour la réception et l'embarquement du cuivre.

Situation économique. — Les travaux, commencés en 1846, abandonnés ensuite, ont coûté des sommes considérables dont la société n'a recueilli qu'un très-minime résultat; de 1846 à 1850, les travaux de mines et les appropriations de surface ont absorbé plus de 500,000 francs : la valeur du cuivre extrait n'a pas dépassé 75,000 francs. Depuis que les exploitations sont conduites avec une connaissance plus parfaite de la géologie de la contrée et de l'allure des filons, on a dépensé 400,000 francs (décembre 1850 au 1er mars 1854) et vendu pour près de 110,000 francs de cuivre. Aucun dividende n'a été payé aux actionnaires, et par suite on a dépensé ou conservé pour les dépenses futures près de 1,100,000 francs : on espère que la production toujours croissante du cuivre permettra l'achèvement de tous les travaux commencés sans qu'on ait besoin de faire un nouvel appel de fonds.

Je dois faire remarquer que le capital engagé est réellement très-faible, bien que les premières dépenses aient été faites presque en pure perte, et que par conséquent la compagnie sera dans une position encore favorable quand les deux filons et la couche imprégnée de cuivre seront en pleine exploitation.

Production pendant les années 1852 *et* 1853 :

Cuivre pur, en 1852.................	6,300	kilogrammes.
— en 1853.................	45,800	»

Pendant l'année 1854 on a dû expédier des produits contenant près de 110 tonnes de cuivre pur, et on compte atteindre 400 tonnes en 1855.

On n'a pas tenu compte de la valeur de l'argent natif, qui cependant s'est présenté en certaine abondance dans plusieurs parties des filons.

Région du Sud. North-West. — La concession de North-West est située auprès du greenstone, tout près de la baie d'Agate : ce port étant encore inhabité, la compagnie doit s'approvisionner et envoyer ses produits à Eagle-Harbor, éloigné d'environ 9 kilomètres. Une bonne route a été construite, et les transports ne sont pas très-onéreux.

Les travaux ont été commencés en 1847 par l'ancienne société Northwest-Mining Company, mais poussés très-mollement; ils ont été repris activement par la compagnie actuelle, qui a, vers 1849, acheté les droits et les terrains de la première.

Elle a construit à la surface des maisons, magasins, etc., établi la route carrossable d'Eagle-Harbor et terminé la préparation mécanique, dont le bocard à douze pilons est mû par une petite machine à vapeur.

Elle a fait l'exploration de trois veines, et poussé l'exploitation dans deux d'entre elles.

Les trois veines sont nommées :

Stoutenburgh, dirigée N. 16° 1/2 E.;

Hogan et Killy, dirigées N. 19° O.

Elles doivent se réunir en un seul filon à une certaine distance de l'exploitation.

Stoutenburgh. — Les travaux sont faits par quatre puits à sept niveaux différents, espacés de 20 mètres; le niveau supérieur sert de galerie d'écoulement; une machine à vapeur, installée sur l'un des puits, permettra d'épuiser les eaux à une profondeur bien plus grande que celle à laquelle on est maintenant parvenu.

Les cinq niveaux supérieurs ont été poussés en direction, sur une longueur de 250 et 300 mètres, depuis le lit de conglomérat, qui sépare le greenstone du trapp amygdaloïde, jusqu'aux bancs compactes du Sud. Aux deux niveaux inférieurs l'exploitation est seulement commencée.

Le filon est maintenant assez bien connu, en profondeur jusqu'à 150 mètres au-dessous de la surface, en direction sur environ 300 mètres : il a une puissance variable entre $0^m,15$ et $0^m,50$, et se trouve presque partout nettement séparé de la roche encaissante. La gangue est principalement composée de matière argileuse rouge et de chlorite; le quartz, le calcaire spathique et le feldspath ne sont en évidence que par places. Le cuivre se présente disséminé en petits grains et en petites masses, assez nombreuses vers la surface.

Les grandes masses sont rares, et la plus forte n'a pas pesé plus de 11 tonnes. Les bancs de trapp, au contact immédiat du conglomérat, sont à texture grenue; un peu plus vers le Sud on connaît trois bandes irrégulières d'amygdaloïde, auxquelles succède le trapp compacte.

Le filon est notablement plus riche dans l'amygdaloïde; il est pauvre dans le trapp grenu, et paraît complétement stérile dans le trapp compacte du Sud. On retrouve dans cette mine la même influence de la nature du trapp sur la richesse du filon, que j'ai signalée pour Copperfalls, et qui est plus ou moins évidente pour toutes les mines exploitées à la pointe de Keweenaw.

Pour le filon de Stoutenburgh on ne peut pas indiquer une notable amélioration dans la profondeur : aux niveaux inférieurs il est à peu près aussi pauvre qu'aux affleurements.

Dans les bancs amygdaloïdes le filon n'est pas toujours bien encaissé, et la roche contient des grains de cuivre natif jusqu'à une certaine distance de la veine, ce qui oblige à abattre et amener au jour une notable proportion de la roche encaissante, souvent très-pauvre, mais quelquefois assez riche pour mériter la préparation mécanique.

Hogan. — Les travaux sont moins avancés dans la veine Hogan que dans la précédente : elle est maintenant explorée sur une centaine de mètres en direction et sur 90 mètres environ en profondeur. Elle présente les mêmes caractères; sa gangue est notablement plus quartzeuse; les masses de cuivre sont plus rares et toujours de faibles dimensions.

La troisième veine n'a pas encore été mise en exploitation.

Les roches soumises à la préparation mécanique, provenant des deux veines exploitées, sont pauvres en cuivre et ne rendent pas plus de 12 à 14 kilogrammes de métal par tonne. Les frais d'exploitation et de préparation s'élèvent à 23 ou 24 francs par tonne, ce qui laisse une marge bien faible pour les transports et les frais de fusion. Les masses de cuivre pourraient seules donner à la mine une plus grande valeur; malheureusement elles ne sont pas nombreuses et leurs dimensions sont généralement très-faibles. La profondeur à laquelle les travaux sont parvenus dans la veine Stoutenburgh, sans notable enrichissement, ne donne pas l'espérance d'un avenir plus favorable; cependant la compagnie continue ses travaux avec une grande persévérance.

Jusqu'au 1er janvier 1853, la compagnie de Northwest a dépensé 1,528,923 fr., en acquisitions, routes, constructions, travaux de mines, machines, etc., et elle a produit du cuivre pour la somme de 783,822 francs.

Ses dépenses annuelles ne doivent pas atteindre 350,000 francs et restent inférieures à la valeur du cuivre produit. Le rendement en cuivre du mètre carré de surface abattue dans les deux veines est de 27 à 28 kilogrammes [1].

Produits. — Les veines de Northwest ont livré :

	Masses et produits préparés.	Tenant cuivre.
En 1849	22,080 kilog.	17,100 kil.
En 1850	135,300 —	97,500 —
En 1851	217,440 —	146,500 —
En 1852	190,150 —	134,450 —
En 1853	151,000 —	114,450 —
	715,970 kilog.	510,000 kil.

Je n'ai pas pu me procurer la production de 1854, mais je ne pense pas qu'elle ait dépassé beaucoup celle de 1853.

Northwestern. — La concession de Northwestern est placée au Sud de celle de Copperfalls, à 8 kilomètres environ de Eagle-Harbor. Les travaux ont été commencés en 1845 par une première compagnie, qui s'est réorganisée en 1848 sous le nom de *Northwestern mining company of Detroit*. On n'a exploré qu'un seul filon, dont la direction est celle de Copperfalls-vein;

1. Il faut remarquer qu'on n'a fait l'abatage que dans les parties les moins pauvres.

on ne peut encore affirmer que ce soit le même filon au Nord et au Sud du greenstone; il peut exister un rejet entre les deux exploitations.

Les travaux sont poursuivis dans la zone de trapp, en partie compacte, en partie amygdaloïde, auprès et au Sud du greenstone; le filon, dirigé N. 22° O., presque vertical, est divisé en plusieurs veines du côté de la roche cristalline. Les veines se réunissent promptement en un seul filon qui paraît s'étendre bien loin vers le Sud. Sa puissance est faible à la surface et varie de $0^m,30$ à $0^m,70$; elle est bien plus grande dans la profondeur, et le niveau inférieur a déjà fait connaître des renflements dans lesquels le filon a plus de 3 mètres d'épaisseur. La gangue est très-quartzeuse près du greenstone; plus au Sud, elle est composée de chlorite, de matière argileuse rouge, de quartz, de feldspath; elle offre souvent la texture bréchiforme, due à la présence de nombreux fragments de la roche encaissante. Les sallbandes argileuses existent presque partout dans les bancs de trapp compacte, et les géodes, tapissées de beaux cristaux de quartz, d'analcime et de feldspath, sont très-fréquentes.

La partie supérieure du filon contient le cuivre disséminé en petits grains, et n'a donné que des matières à bocarder assez pauvres, rendant 2 1/2 p. 100 à la préparation mécanique. Dans la profondeur, le filon devient de plus en plus riche, et les masses de cuivre de 8 à 12 tonnes sont assez nombreuses dans les renflements. On a commencé dernièrement à dégager et couper une masse dont le poids est évalué à plus de 50 tonnes. Le filon est donc bien différent de ceux de Northwest, et devient plus beau à mesure qu'on approfondit les travaux.

On a fait jusqu'à présent quatre puits, profonds de 34, 62, 66 et 70 mètres, et poussé trois niveaux, dont la longueur en direction est comprise entre 400 et 500 mètres. Le niveau supérieur sert de galerie d'écoulement; les eaux sont épuisées à l'aide d'une machine à vapeur.

A la surface, la compagnie a fait d'assez belles installations et construit un atelier de préparation mécanique, dont le bocard est mis en mouvement par une machine à vapeur.

Les travaux ont été poussés peu activement jusqu'au moment où les masses de cuivre ont été constatées, et maintenant encore ils n'occupent qu'une quarantaine de mineurs, et à peu près le même nombre d'ouvriers à la surface.

La production en cuivre a été presque nulle pendant les années qui ont précédé 1854 : ainsi, en 1853, la mine a expédié 30,500 kilogrammes de petites masses et produits préparés, contenant 22 tonnes de cuivre pur.

En 1854, la production s'est élevée à 150 tonnes, et si le filon continue à s'enrichir en profondeur, comme cela est arrivé au niveau de 60 mètres, on

espère produire 300 tonnes en 1855, et augmenter progressivement les expéditions.

Je ne connais pas exactement les dépenses faites par la compagnie de Northwest ; les actionnaires n'ont pas dû verser beaucoup plus de 600,000 fr.

Cliff-Mine. — La concession possédée par la compagnie *Pittsburg and Boston-Mining Company*, s'étend depuis les bords du lac, à l'Ouest de Eagle-River, jusqu'au delà du greenstone. Elle embrasse, sur une largeur de 3 kilomètres environ, la totalité de la zone métallifère du Nord, et 200 mètres de la zone du Sud. La compagnie est la plus ancienne et la plus riche de toutes celles qui se sont formées pour exploiter les mines du lac Supérieur, et celle qui paye maintenant les plus beaux dividendes.

Elle a d'abord acheté à très-bas prix les permis de recherches obtenus du gouvernement, en 1843, par M. Raymond, et commencé l'exploration du filon du Phare à Copper-Harbor; bientôt après elle a concentré toutes ses forces sur la mine de Cliff. Depuis l'année 1845, elle exploite un seul filon dans la partie méridionale de sa concession, entre le greenstone et la limite de la concession voisine (North-American); cette limite très-importante n'est pas exactement déterminée, elle est à 200 mètres environ au Sud de l'affleurement du conglomérat, qui est placé sous la roche cristalline. Dans la zone métallifère du Nord, l'affleurement du même filon a été constaté, mais on n'a fait jusqu'à présent aucune exploration sérieuse de ce côté.

Dans cette partie de la contrée, les montagnes de greenstone présentent vers le Sud des escarpements, élevés de plus de 30 mètres au-dessus de la vallée couverte d'alluvions, qui s'étend à une grande distance jusqu'à la chaîne porphyrique. Le trapp cristallin offre une légère courbure, et l'escarpement est fissuré verticalement dans une direction normale aux bancs de trapp. La vallée profonde d'Eagle-River indique une cassure au coude principal de tous les terrains, tandis que vers l'Est, la courbure, moins prononcée, correspond à de nombreuses fentes, dont les principales sont remplies par des filons.

Des explorations ont été commencées sur plusieurs veines et bientôt abandonnées; le seul filon de Cliff-Mine a été reconnu véritablement riche. Il est dirigé N. 27° O., et pénètre dans le greenstone en plusieurs veines, dont la direction est normale aux bancs de trapp; elles se réunissent progressivement vers le Sud au filon principal, dont le prolongement, démontré par les travaux faits par la compagnie North American, est caché par les alluvions.

Il plonge vers l'Est sous un angle de 75 à 85°; sa puissance est très-variable; elle atteint 2 mètres et même 3 mètres aux renflements et à la réunion des veines, et descend parfois à 0^m,25.

La gangue est composée de quartz, chlorite, calcaire et de matière rouge,

présentant toutes les variétés de disposition que j'ai indiquées dans le chapitre précédent. Les veinules de laumonite et d'épidote sont assez fréquentes, et les géodes, qui se trouvent assez souvent dans les parties puissantes du filon, sont remplies par de l'argile et tapissées de très-beaux cristaux de quartz, d'analcime, de baryte sulfatée, de prehnite et même de cuivre natif.

La gangue contient une forte proportion de cuivre en petits grains, et rend jusqu'à 5 p. 100 de métal à la préparation mécanique. Les masses de cuivre se sont présentées dès la surface très-nombreuses et de grandes dimensions; elles se continuent en profondeur et sont principalement puissantes dans les parties du filon qui sont encaissées dans le trapp amygdaloïde.

J'ai vu dans la mine des masses de plus de 2 mètres d'épaisseur.

L'argent natif est assez abondant vers la surface, mais presque toujours assez intimement mélangé avec le cuivre; on n'a pas encore constaté dans quelles parties du filon l'argent est plus ordinairement en forte proportion; il est dans les veines de calcaire spathique, mélangé de feldspath et de quartz, qui semblent répondre à la séparation des bancs de trapp de texture différente, mais cette loi est bien loin d'être certaine.

Les premiers travaux ont été faits dans le greenstone dans une veine très-mince, contenant très-peu de cuivre, et portés bientôt sous les alluvions au pied de l'escarpement. On travaille maintenant par trois puits très-rapprochés à sept niveaux différents, espacés de 20 mètres; le huitième niveau sera bientôt commencé, à la profondeur de 170 mètres au-dessous de l'affleurement du conglomérat. Le niveau de 30 mètres sert de galerie d'écoulement; une machine à vapeur spéciale pour l'épuisement des eaux est installée sur le puits nº 3, dont l'orifice est sur le plateau de greenstone (Pl. XIII, *fig.* 5).

Entre le puits nº 1 et la limite de la concession vers le Sud, les niveaux n'ont guère que 200 mètres; vers le Nord, leur étendue devient plus grande à mesure que les travaux sont plus profonds, par suite de l'inclinaison des bancs (28° au Nord). Au sixième niveau, on a déjà plus de 300 mètres d'allongement, longueur considérable si on la compare à la richesse extraordinaire du filon. Plusieurs tentatives ont été faites dans le greenstone, mais sans aucun succès; les veines deviennent à peu près stériles à quelques mètres au Sud de la roche cristalline.

L'exploitation suit de très-près les travaux préparatoires, de telle sorte que la production varie avec la richesse des parties exploitées et avec le développement croissant des niveaux successifs. Les résultats obtenus pendant les dernières années indiquent à peu près la même richesse du filon à différentes profondeurs. Près de la surface, les masses de cuivre ont été plus nombreuses: aux cinquième et sixième niveaux, les masses sont plus fortes et la proportion de matière à bocarder semble augmenter assez rapidement.

On estime que dans toute la partie exploitée, chaque mètre carré de surface latérale a rendu plus de 100 kilogrammes de cuivre pur.

La préparation mécanique est établie auprès du puits nº 1, qui sert à l'extraction et à l'épuisement[1]. La même machine à vapeur met en mouvement les pompes et les trente pilons du bocard.

Tous les établissements de la compagnie sont dans la vallée d'Eagle-River, entièrement défrichée, et forment, avec ceux de North-American, un village déjà important.

La mine emploie 130 mineurs, et les travaux de surface occupent une centaine d'ouvriers.

Le tableau suivant[2] fait connaître les opérations de la Société depuis 1844.

ANNÉES.	DÉPENSES.	PRODUITS expédiés.	TENEUR P. 100.	CUIVRE PUR.	RECETTES ou valeur du cuivre.	DIVIDENDES	
						par action.	Total.
	fr.	kil.		kil.	fr.	fr.	fr.
1844	16,253 80	»	»	»	»	»	»
1845	135,544 30	16,585	60,00	9,951,00	15,734 10	»	»
1846	350,478 40	54,375	38,10	20,716,87	47,016 »	»	»
1847	473,868 70	364,900	56,30	205,438,70	376,178 »	»	»
1848	557,976 »	827,600	60,20	498,215,20	891,957 »	»	»
1849	566,934 60	1,142,500	56,10	640,942,50	822,703 »	53 »	318,000
1850	629,555 20	760,680	46,90	359,629,20	948,333 »	74 20	445,200
1851	676,404 60	764,210	55,30	422,608,00	927,139 60	53 »	318,000
1852	598,527 95	830,150	49,90	414,244,80	858,160 »	53 »	318,000
1853	963,905 70	1,031,450	45,00	464,152,50	1,110,000 »	79 50	477,000
1854*	1,000,000 »	1,680,000	50,00	840,000,00	2,000,000 »	95 40	572,400

(*) Les nombres pour 1854 sont seulement approximatifs.

Les actionnaires n'ont encore versé que 20 dollars, soit 106 francs pour chacune des 6,000 actions, et les directeurs espèrent arriver bientôt à donner un dividende annuel égal à la somme payée par chaque action.

Argent produit. — L'argent s'est présenté dans presque tous les travaux tellement mélangé avec le cuivre, qu'il a été difficile de l'utiliser; on prétend même que les ouvriers ont dérobé une grande partie des morceaux de métal

1. Le puits nº 2 est consacré à l'enlèvement des masses de cuivre, à l'aide d'un cabestan à quatre chevaux.

2. Ce tableau et le précédent sont tirés de l'excellent ouvrage de M. Whitney sur la richesse minérale des Etats-Unis.

à peu près pur. Quoi qu'il en soit, la mine n'a pas livré plus de 110 kilogrammes d'argent en six ans, de 1846 à 1851, et on ne peut pas espérer un meilleur résultat pour l'avenir.

Observations. — La compagnie *Pittsburg and Boston-Mining Company* est dans une situation plus favorable que toutes celles des sociétés possédant des mines à la Pointe de Keweenaw ; elle le doit à un ensemble de circonstances tout à fait spéciales, et qu'on ne peut pas espérer réunir dans une autre entreprise.

Elle a commencé avec un faible capital, en achetant les terrains pour une somme extrêmement faible. Elle n'a presque rien dépensé en travaux stériles, et a trouvé presque sans recherches un filon extraordinairement riche dès la surface. Elle a concentré son exploitation dans la partie du filon reconnue métallifère, et n'a fait et ne fait encore maintenant aucun travail d'avenir.

Cette compagnie a, par conséquent, été dégagée des trois plus lourdes charges qui empêchent ordinairement la réussite des entreprises de mines : achat de la concession à un prix exagéré, capital social trop élevé, travaux stériles dans les filons. On ne doit pas être étonné du haut prix qu'ont atteint les actions de Cliff-Mine, mais on peut craindre qu'il ne se soutienne pas toujours, puisque l'absence de travaux préparatoires fait reposer tout l'avenir sur la continuité de richesse du filon [1].

North-American South Cliff. — La concession de la société *North-American Mining Company* est située au Sud du greenstone, et s'étend à l'Ouest et au Sud de la précédente.

La compagnie a commencé, en 1846, l'exploration d'un filon, dirigé N. 58° O., contenant des masses de cuivre réparties très-irrégulièrement : elle a continué les travaux sur une grande longueur en direction et jusqu'à la profondeur de 125 mètres. En 1853, elle avait dépensé plus d'un million de francs en installations de surface et en travaux souterrains, et n'avait retiré que 220 tonnes de cuivre et un peu d'argent natif.

Dans ces conditions défavorables, le directeur a pensé à rechercher sous les alluvions le filon de Cliff, reconnu si riche depuis plusieurs années. Dès que les premiers travaux ont eu traversé les 18 mètres d'alluvions qui couvrent la vallée, on a trouvé le filon contenant des masses de cuivre et la gangue imprégnée de métal. On l'a exploré par deux puits inclinés, auxquels on substituera bientôt deux grands puits verticaux, par une galerie d'écoulement, par trois niveaux et par des cheminées.

Les deux niveaux supérieurs ont environ 200 mètres en direction, et sur toute cette longueur, le filon a bien la même allure et la même richesse que

1. Les lettres que j'ai reçues en 1855 annoncent encore un accroissement de la richesse du filon de Cliff.

dans la concession de Cliff-Mine. Vers le Nord, il est divisé en deux veines qui se réunissent vers le milieu de la partie explorée, en présentant un renflement extrêmement riche.

Les masses de cuivre sont de grandes dimensions. J'ai vu, en place dans la mine, un gros bloc déjà dégagé sur environ 30 mètres en hauteur et 7 à 9 mètres en direction; son épaisseur, très-variable, atteint 2 mètres en plusieurs points.

Le directeur espère arriver bientôt à la production de 50 tonnes de cuivre par mois, et par suite payer de bons dividendes, malgré les dépenses énormes faites sans résultat dans le filon North-American.

L'argent natif s'est présenté, comme à Cliff-Mine, dans le calcaire spathique, et presque toujours mélangé avec le cuivre. Jusqu'à présent on n'a obtenu que des échantillons d'argent natif pur.

La mine occupe 85 mineurs, et les travaux à la surface emploient une centaine d'ouvriers.

§ IV. — *Des mines de l'Ontonagon.*

J'ai déjà fait connaître, dans les premiers chapitres, les conditions générales dans lesquelles sont placées les mines de la contrée d'Ontonagon, leur éloignement du rivage et l'absence d'un véritable port. Un nombre considérable de sociétés se sont formées pour explorer les terrains métallifères, c'est-à-dire la bande de trapp qui présente un arc de cercle irrégulier, dont la ville d'Ontonagon est le centre. La plupart d'entre elles n'ont encore fait que des travaux insignifiants, mais plusieurs ont exploité et dépensé des sommes considérables avec des résultats divers.

La mine de Minnesota a seule jusqu'ici payé de gros dividendes et trouvé de grandes masses de cuivre, et de l'argent natif en forte proportion. D'autres explorations faites dans le même gisement donneront probablement bientôt des bénéfices; mais les recherches entreprises dans la chaîne du Sud ne se présentent pas sous un aspect favorable. Il en est de même des travaux commencés dans le voisinage des Porcupine-Mountains et de ceux qui ont été faits près du Portage.

Je citerai comme exemples les mines de Minnesota, Forest, Toltec, Adventure et Ridge. Les premières utilisent la rivière pour les transports; les autres ont dû faire établir une route en planches, longue de plus de 25 kilomètres et coûtant une dizaine de mille francs par kilomètre.

Minnesota. — La concession de Minnesota est placée à l'Est de la rivière d'Ontonagon, et vers le milieu de la zone de trapp; ses communications avec la ville sont assez difficiles; la compagnie a fait une route longue de 4 kilomè-



tres de ses établissements à la rivière, sur laquelle les transports sont rendus pénibles et dangereux par cinq rapides.

La distance de la mine à la ville est d'environ 30 kilomètres, et les frais de transport dépassent 5 francs par tonne pour la descente ; ils sont plus élevés encore pour la remonte.

Le filon parallèle à la formation du trapp[1] est indiqué à la surface par des anciennes excavations très-développées, dans lesquelles on a pénétré en 1848 ; les premiers travaux ont constaté la richesse de la veine du Nord, exploitée maintenant avec une grande activité. La veine du Sud, riche en argent, n'a été reconnue que plus tard, parce que ses affleurements sont en grande partie couverts par les alluvions. Le même système [paraît s'étendre jusque vers la mine de Toltec, et peut-être encore bien plus loin vers l'Est ; on le connaît aussi vers l'Ouest ; mais jusqu'à présent la mine de Minnesota est presque la seule exploitée sur une grande échelle et en même temps productive ; dans son voisinage immédiat, la mine de *Rockland* et celle de *National*, explorées sans capitaux suffisants, pourront devenir plus tard aussi productives.

A Minnesota, la veine du Nord est mise en exploitation par quatre puits foncés dans le filon, inclinés à 65° et munis : l'un d'une machine à vapeur d'épuisement, un second d'un cabestan à deux chevaux pour l'enlèvement des grandes masses de cuivre, les deux autres de manéges servant à l'extraction. Leur profondeur varie de 110 à 120 mètres, et leurs orifices sont sur le bord méridional d'un long plateau elliptique, élevé de 30 mètres environ au-dessus de la vallée.

Une petite galerie d'écoulement donne une exhaure d'une trentaine de mètres ; plus bas, les travaux d'exploration et d'exploitation ont été faits à quatre niveaux différents, espacés de 20 mètres sur une longueur de 400 mètres en direction.

On a obtenu de la gangue imprégnée de cuivre, mais en proportion notablement plus faible que dans les mines de la Pointe de Keweenaw.

Les masses de cuivre ont été nombreuses à une faible profondeur, et semblent augmenter d'importance aux niveaux inférieurs ; leur épaisseur la plus ordinaire est comprise entre $0^m,25$ et $0^m,50$; cependant une d'elles a présenté jusqu'à $1^m,60$ de puissance, et le directeur m'a certifié qu'on en avait déjà retiré plus de 200 tonnes de cuivre.

Les masses de métal ont la surface très-irrégulière, ne peuvent pas être bien débarrassées de la gangue sous le marteau, et rendent au plus 78 p. 100 de cuivre pur.

1. J'ai indiqué dans le chapitre précédent sa disposition générale et les caractères des deux veines.

‑ue imprégnée de cuivre est envoyée à la préparation mécanique, s de 2 kilomètres de distance. Je n'ai pu me procurer de rensei‑ 'f sur son rendement.

‑, on avait enlevé dans la mine environ 16,500 mètres carrés sur une épaisseur variable avec la puissance du filon, et ‑ de cuivre par mètre ; ce résultat prouve que la veine ‑ta est notablement moins riche que le filon de Cliff-Mine, de 100 kilogrammes par mètre carré.

du Sud est mise en exploitation seulement depuis 1852 ; les tra‑ ‑nt poussés maintenant à trois niveaux par deux puits inclinés, pro‑ ‑ds de 75 mètres et foncés dans la veine elle-même. Elle produit de l'argent natif, engagé dans le calcaire et souvent mélangé avec le cuivre ; de petites masses de cuivre très-irrégulières et de la gangue à bocarder, mais seulement en très-faible proportion.

Les établissements à la surface sont déjà très-développés et les défrichements commencés sur une très-large échelle.

La compagnie emploie 340 personnes, soit dans la mine, soit pour les travaux à la surface, et ce nombre paraît devoir être augmenté prochainement. La production annuelle est maintenant de 580 tonnes de cuivre pur, et le directeur a l'espérance de l'augmenter progressivement.

Les opérations de la compagnie sont résumées dans le tableau suivant, tiré de l'ouvrage de M. Whitney.

ANNÉES.	DÉPENSES.	TENEUR en cuivre des produits expédiés.	CUIVRE pur produit.	RECETTES.	DIVIDENDE par action.	DIVIDENDE total.
	fr.		kil.	fr.	fr.	fr.
1848	69,200	75	4,975	»	»	»
1849	138,400	75	38,500	»	»	»
1850	307,400	75	75,000	»	»	»
1851	466,400	72	184,900	»	»	»
1852	652,668	74	233,620	271,413	»	»
1853	891,693	72	537,810	1,800,000	»	»
1854	»	72	580,000	»	159	477,000

Le capital social était divisé en 3,000 actions, sur lesquelles on avait appelé 30 dollars, soit 159 francs ; la société vient d'augmenter son capital en portant à 10,000 le nombre des actions, dans le but de mettre le capital en relation avec l'importance de l'entreprise et de créer un fond de roulement suffisant.

Forest. — La concession de Forest est située à l'Ouest de la rivière d'Ontonagon, sur des montagnes élevées de près de 200 mètres au-dessus du lac, appartenant aux premiers contre-forts de la chaîne du Sud. Je ne peux cependant rien préciser à cet égard : la large vallée dans laquelle coule la rivière semble répondre à une faille transversale qui a changé les alignements; en direction, la mine de Forest serait sur le prolongement du filon de Minnesota; mais les caractères des gîtes exploités semblent indiquer que cette mine appartient à la chaîne du Sud.

Les affleurements présentent des excavations anciennes dans lesquelles on a commencé les explorations vers la fin de 1849; les premiers travaux ont fait trouver des masses de cuivre pesant jusqu'à deux tonnes, que les Indiens avaient laissées; et par suite, on a conçu les plus belles espérances pour l'avenir de l'exploitation, espérances qui ne sont pas encore réalisées.

Le filon exploité est dirigé N. 65° E., et plonge vers le Nord sous un angle de 60°; il est intercalé entre deux bancs de trapp amygdaloïde et grenu, dans lesquels la matière de remplissage a pénétré. Il est composé de quartz blanc laiteux, de chlorite et d'épidote mélangée avec du quartz et avec du calcaire. On n'a obtenu que de très-petites masses de cuivre et du cuivre disséminé en grains, dans le quartz et surtout dans l'épidote.

On a foncé trois puits profonds de 85 à 100 mètres, et poussé quatre niveaux en direction; dans la profondeur, la richesse du filon ne paraît pas augmenter.

L'atelier de préparation mécanique a été brûlé en mars 1853; il vient d'être reconstruit au bord de la rivière, à 3 kilomètres des puits. On a établi en même temps un plan incliné, sur lequel les wagons chargés de gangue à bocarder descendent presque sans frais au bocard.

Ces constructions et toutes les installations de surface sont très-belles, et répondent plutôt aux espérances conçues dans les premiers temps qu'aux résultats donnés par l'exploitation. Jusqu'à présent la mine de Forest n'a fait que très-peu d'expéditions, et son avenir n'est pas encore assuré.

Toltec. — La concession de Toltec est située à 20 kilomètres au N.-E. de Minnesota, et paraît être dans la même position, c'est-à-dire sur le versant méridional de la chaîne centrale. A cette position et aux espérances qu'elle fait concevoir doivent être attribuées les dépenses qui ont été faites pour les établissements à la surface et pour la route en planches qui reliera bientôt cette mine à la ville d'Ontonagon[1].

On a formé deux puits principaux et trois puits secondaires dans un filon

1. La route en planches est faite à frais communs par les mines Toltec, Adventure, etc..., qui sont de ce côté.

très-irrégulier, dirigé N. 60° E., et plongeant vers le Nord sous un angle de 60° environ; on le compare à la veine du Nord de la mine de Minnesota, et l'affleurement de la veine du Sud est indiqué, au pied de la montagne, au contact du conglomérat, que les alluvions laissent à découvert en plusieurs points.

Les deux puits principaux ont 72 et 75 mètres de profondeur, et sont munis de manéges pour l'extraction. En direction, on a poussé trois niveaux : le plus élevé sert de galerie d'écoulement et reconnait le filon sur plus de 200 mètres de longueur; le second est moins avancé et le troisième est à peine commencé. La puissance du filon est extrêmement variable, de $0^{m},06$ à 2 mètres et plus; des veines secondaires ont été constatées en plusieurs points, mais n'ont pas été suffisamment explorées.

Dans les étranglements, le filon est très-quartzeux; dans les renflements, il est rempli par du quartz, de la chlorite, du calcaire spathique, de l'épidote verte, de la matière rouge et des fragments de trapp encaissant, formant des brèches à grandes parties. On a constaté des veinules de laumonite, mais je n'ai vu nulle part ce minéral en veines un peu puissantes. Les renflements présentent souvent des géodes en partie remplies par de l'argile rouge et tapissées de cristaux de quartz.

Les vieux travaux qu'on peut suivre sur la montagne, à une grande distance vers le N.-E., paraissent indiquer que la partie riche du filon se trouve à l'Est de la partie maintenant explorée.

Dans les travaux actuels, on a trouvé quelques petites masses de cuivre et ce métal disséminé en grains dans la gangue; la matière à bocarder parait tenir de 2 1/2 à 5 p. 100 de cuivre dans les parties riches.

Les travaux ne sont pas encore assez développés pour qu'on puisse se prononcer sur l'avenir; il faut attendre qu'on ait pu mieux explorer la profondeur, la veine du Sud, et principalement les parties qui répondent aux anciennes excavations.

Adventure. — La mine Adventure est située au S.-O. et à une faible distance de Toltec, dont elle est séparée par la vallée. Des travaux assez importants ont été faits dans un filon intercalé entre un banc de trapp amygdaloïde et un banc de trapp grenu. La direction est N. 75° E. et le pendage de 60 à 65° vers le Nord; la gangue contient du quartz et du calcaire spathique, de la chlorite et des fragments de trapp, et des masses considérables d'épidote verte intimement mélangée avec du calcaire.

La puissance est difficile à définir, parce que la matière de remplissage a pénétré la roche amygdaloïde à une distance assez grande du filon. Aux affleurements on distingue deux veines peu distantes, dont la puissance est de $0^{m},25$ à $0^{m},35$.

On a dépensé plus de 300,000 francs en travaux souterrains et produit : un peu d'argent natif, quelques petites masses de cuivre, et du cuivre disséminé en petits grains dans l'épidote et dans l'amygdaloïde imprégnée des matières du filon.

A la mine Adventure comme à Forest, et en général comme dans toutes les entreprises tentées dans la chaîne du Sud, on a déblayé d'anciens travaux contenant des petites masses de cuivre, et à une profondeur plus grande, on n'a plus trouvé que des matières à bocarder, pauvres en cuivre, et des petites masses trop peu nombreuses pour qu'on puisse espérer faire des bénéfices.

En quatre ans, la mine Adventure n'a expédié que 14 à 15 tonnes de cuivre.

Ridge. — La concession Ridge est située au S.-O. de la précédente et sur la même montagne. On exploite un filon d'épidote, intercalé entre le trapp grenu et le trapp amygdaloïde, peu puissant et surtout très-pauvre en cuivre. L'amygdaloïde est imprégnée des matières du filon et doit être extraite en forte proportion pour être soumise au bocardage.

On a foncé deux puits inclinés profonds de 110 et 120 mètres, et commencé l'exploitation à quatre niveaux différents.

On n'a obtenu que de très-petites masses de cuivre et de la roche épidotique ou amygdaloïde, pauvre en métal. On a dépensé, pour les travaux souterrains et pour la construction d'un bocard à douze pilons, avec machine à vapeur, au moins 400,000 francs sans résultat favorable.

§ V. — *Considérations générales.*

Les détails dans lesquels je suis entré au sujet des mines exploitées au lac Supérieur, peuvent se résumer en quelques lignes.

Les Indiens ont exploité de tout temps les affleurements; ils ont cherché principalement les petites masses de cuivre et ne sont pas descendus au-dessous du niveau des eaux.

Les travaux modernes ont commencé vers 1842, mais ne sont devenus réguliers qu'après l'achèvement de la carte géologique. Les terrains métallifères sont maintenant possédés :

1° Par des compagnies sérieuses et puissantes exploitant avec une grande persévérance, et dont un petit nombre est arrivé ou arrivera bientôt à des résultats favorables;

2° Par des particuliers ou des associations manquant de capitaux suffisants. Bien des explorations ont été commencées, puis abandonnées, sans qu'on puisse conclure que les filons sont inexploitables;

3° Par des compagnies et des sociétés qui ont acheté à bas prix tout ce qu'elles ont pu acquérir, et qui cherchent à vendre à des sociétés nouvelles américaines et étrangères, par portions et à des prix élevés, des filons à peine explorés aux affleurements.

A la pointe de Keweenaw, on doit distinguer deux zones dans lesquelles les filons transversaux sont notablement riches; elles sont séparées par une chaîne continue de trapp cristallin, traversée par les filons, divisés en plusieurs veines et presque stériles.

Dans la zone du Nord, une seule mine est en exploitation, mais n'a pas encore payé de dividende à ses actionnaires, après avoir dépensé plus d'un million de francs; c'est la mine de Copperfalls. Elle a suivi pour ses travaux un système de longues galeries et de puits, par lesquels elle arrivera bientôt à une production importante. Elle exploite deux filons et une couche de trapp amygdaloïde imprégnée de cuivre.

Dans la zone du Sud, plusieurs filons ont été bien explorés, puis abandonnés. Ceux dans lesquels les travaux sont encore en activité présentent de grandes différences : les uns sont peu riches à la surface et en profondeur; d'autres ont présenté aux affleurements une apparence peu favorable et deviennent beaucoup plus riches en masses de cuivre à mesure qu'on approfondit les travaux; un seul, celui de Cliff-Mine, s'est montré riche dès la surface, et contient d'énormes masses de cuivre à tous les niveaux explorés jusqu'à présent.

La mine de Cliff a donné des dividendes magnifiques en raison de sa position toute spéciale. Les mines de South-Cliff et Northwestern paraissent devoir produire bientôt beaucoup de cuivre et donner des dividendes. Plusieurs filons à peine explorés se présentent sous un aspect assez favorable, et donneront probablement de bons résultats s'ils sont mis en exploitation sérieusement et avec des capitaux convenables.

Dans toutes ces mines le cuivre est à l'état natif; on trouve également une notable proportion d'argent, soit pur, soit mélangé avec le cuivre, mais il n'a pas encore été produit en quantité suffisante pour donner des bénéfices.

Au Sud des *Bohemian-Mountains*, on a fait quelques explorations dans des filons irréguliers, contenant des minerais sulfurés et non plus du cuivre natif. Les travaux sont maintenant abandonnés.

Dans la région du lac Portage, les gisements de cuivre et d'argent natifs sont explorés activement depuis un petit nombre d'années; mais ils ne sont pas encore bien définis.

Dans la contrée d'Ontonagon, les entreprises de mines ont été très-nombreuses et des sommes énormes ont été dépensées. Une seule mine est recon-

nue très-riche, celle de Minnesota, qui a donné son premier dividende en 1854. Elle n'est pas encore arrivée à produire autant de cuivre que Cliff-Mine, mais une de ses veines contient assez d'argent natif pour qu'on puisse espérer des bénéfices provenant spécialement de ce métal.

Dans son voisinage immédiat, deux ou trois explorations sont commencées et donnent déjà ou paraissent devoir donner prochainement de très-bons résultats.

Les compagnies qui exploitent des filons dans la chaîne du Sud, ont fait des dépenses considérables sans produire des quantités notables de cuivre. Les filons sont pauvres à une grande profondeur.

A l'Ile-Royale, on a tenté de nombreuses explorations; deux filons seulement sont exploités, et leur production annuelle ne dépasse pas 40 tonnes de cuivre.

Au Nord du lac, dans le Canada, plusieurs filons ont été travaillés; ils contiennent de l'argent natif, des minerais sulfurés de cobalt et de cuivre et de la blende.

Les mines de la pointe de Keweenaw et de la contrée d'Ontonagon ont commencé à produire en 1845; depuis lors les expéditions ont augmenté rapidement d'année en année; cet accroissement deviendra plus marqué à mesure que la population sera plus nombreuse, et les communications avec les lacs inférieurs plus faciles et plus assurées.

Tableau de la production des mines de cuivre.

Années..............	1845	1846	1847	1848	1849	1850	1851	1852	1853
Tonnes de cuivre pur..	12	26	214	461	674	574	781	795	1299

En 1854, les mines ont expédié 2,350 de cuivre pur contenu dans les masses et dans les produits de la préparation mécanique. La production dépassera 3,200 tonnes en 1855, et continuera certainement à croître dans une progression plus ou moins forte.

En présence du nombre considérable de filons encore inexplorés, et dont plusieurs pourront donner lieu à des exploitations productives, il n'est pas possible d'assigner une limite à la production du lac Supérieur.

A côté de la production, il convient de placer les dépenses qui ont été faites pour arriver aux résultats obtenus. Depuis le commencement des travaux d'exploration en 1842 jusqu'à la fin de 1853, les mines ont produit 4,836 tonnes de cuivre, dont la valeur peut être évaluée à 11 millions de francs; les dépenses faites dans toute la contrée, dans la même période, dépassent 25 millions.

La grande différence entre les dépenses et les valeurs des produits dépend en partie des tentatives faites dans le principe au hasard et dans la contrée inhabitée. Elle s'explique aisément par la nécessité de tout créer, et d'acquérir la connaissance du mode de gisement des métaux utiles.

En 1854, la valeur produite, 2,350 tonnes de cuivre, représente 6,500,000 fr. environ; il m'a été impossible de me rendre compte des dépenses, mais je ne pense pas qu'elles aient été inférieures à sept millions. Je crois pouvoir affirmer que, pendant plusieurs années encore, les dépenses faites dans toute la contrée ne seront pas notablement inférieures à la valeur du cuivre. Il en sera ainsi tant qu'un grand nombre de nouvelles entreprises seront faites pour l'exploration et la mise en exploitation de nouveaux gisements.

On aura longtemps encore un petit nombre de mines favorisées, produisant plus qu'elles ne dépensent, à côté d'un plus grand nombre exploitant à perte ou dépensant pour leurs installations.

Les capitaux américains ne suffisent pas pour donner aux entreprises du lac Supérieur l'activité qu'elles devraient avoir, et les possesseurs de terrains cherchent à former des sociétés en France, en Angleterre et même en Allemagne.

Plusieurs de ces terrains sont dans des positions très-favorables, et les affleurements des filons sont assez beaux pour que les capitaux étrangers aient un intérêt à faciliter les travaux. Ces entreprises doivent être présentées sous leur aspect véritable, comme de simples explorations, qui peuvent conduire à de beaux résultats.

L'intérêt bien évident des Américains qui possèdent des terrains, et qui n'ont pas les capitaux nécessaires pour développer les exploitations, est de s'unir avec les capitalistes étrangers, directement et avec des prétentions modérées. Quand cette vérité aura été bien comprise, de grandes entreprises pourront être tentées dans ces contrées lointaines, avec des espérances raisonnables de réussite.

EXPLICATION DES PLANCHES.

Pl. XI. *Carte générale du lac Supérieur.*
Pl. XII. *Carte de détail de la pointe de Keweenaw, de l'Ontonagon et de l'Ile-Royale.*
Pl. XIII.

Fig. 1. Carte générale des Etats-Unis d'Amérique.
Fig. 2. Coupe des terrains de la pointe de Kewenaw, passant par la mine de Cliff.

		mètres.
A,	grès horizontal	14,100
A',	grès incliné, relevé sur le trapp	
a,	banc chloritique	40
B,	trapp cristallin	5,810
B',	trapp compacte, grenu, amygdaloïde	
b,	lit de conglomérat	
C,	greenstone	700
D,	trapp compacte et amygdaloïde	1,610
E,	alternances	400
F, F,	conglomérat	1,520

Hauteur des points principaux au-dessus du lac :

B........ 285 mètres.
C........ 201 —

Fig. 3. Coupe géologique passant par la mine de Copperfalls.

A, amygdaloïde.
B, grande zone de conglomérat.
C, alternances de trapp, de grès et de conglomérat.
a, Ashbed, banc amygdaloïde imprégné de cuivre.
b, travaux de la mine de Copperfalls.
D, zone métallifère du Nord.
E, greenstone.
F, zone métallifère du Sud.

Fig. 4. Coupe du terrain de trapp dans la contrée d'Ontonagon.

		mètres.
A,	trapp cristallin et compacte	420
B,	amygdaloïde	310
C,	grès	10
D,	conglomérat	5
E,	trapp compacte	130
F,	grès	3
G,	trapp compacte	520
H,	jaspe et grès	20
T,	conglomérat	110
K, K,	grès	»

Hauteurs des points principaux au-dessus du niveau du lac :

A........ 262 mètres.
E........ 200 —
G........ 205 —

Fig. 5. Coupe verticale de la mine de Cliff, indiquant la disposition des travaux, des puits et des galeries en 1854.

NOTICE

SUR

LE LAC SUPÉRIEUR

(ÉTATS-UNIS D'AMÉRIQUE).

1856.

INTRODUCTION.

Dans un précédent mémoire, publié en 1855, j'ai fait connaître d'une manière générale la constitution géologique de la contrée du lac Supérieur; j'ai indiqué les dispositions principales des filons qui contiennent le cuivre natif, et l'état dans lequel j'avais trouvé (1854) les différentes exploitations. Un second voyage, exécuté en 1855, m'a permis d'étudier plus en détail la géologie et les exploitations des mines. J'ai pu rectifier quelques erreurs inséparables d'un premier aperçu, et me rendre compte des modifications importantes qu'un intervalle d'une année, si court dans nos contrées pour les affaires de mines, a pu apporter dans la situation industrielle du lac Supérieur.

Ces changements offrent un grand intérêt en faisant comprendre avec quelle rapidité se modifient les nouveaux établissements dans l'Amérique du Nord, en présence des difficultés immenses qui résultent et de la dureté du climat et de la distance aux contrées un peu peuplées.

Dans ce nouveau mémoire je traiterai successivement des modifications faites ou seulement projetées dans les voies de communication; de la constitution géologique; de la situation des mines de cuivre, et enfin des mines de fer, dont l'exploitation a pris en 1855 un très-grand développement.

Il m'a été impossible de visiter les rives septentrionales du lac Supérieur, appartenant au Canada, et l'île Royale maintenant abandonnée. Je ne pourrai, par suite, m'occuper que de la rive méridionale, depuis Marquette jusqu'à la région d'Ontonagon.

CHAPITRE PREMIER.

DES VOIES DE COMMUNICATION.

Pour saisir toute l'importance de la facilité des communications pour l'avenir du lac Supérieur, il faut tenir compte de son éloignement des pays habités de l'Amérique, et du climat qui ne permet pas encore les entreprises purement agricoles.

L'activité croissante des transactions commerciales est due presque exclusivement au développement rapide des exploitations des mines de cuivre et de fer.

La valeur des exportations pour l'année 1855 a été d'environ 10 millions de francs, en cuivre natif, minerai de fer, fer en barres et poissons.

Ce dernier article n'a pas dépassé 100,000 francs, et sa valeur, stationnaire depuis plusieurs années, est maintenant presque négligeable devant celle des métaux.

On peut estimer que les dépenses faites au lac Supérieur ont atteint la même somme de 10 millions, en salaires d'ouvriers, constructions et importations. Il est fort difficile, dans l'état actuel des choses, de connaître exactement la valeur des importations; mais on peut affirmer qu'elle est fort grande, puisque toutes les machines, les outils nécessaires aux exploitations, la houille pour les machines à vapeur[1], le foin pour les bestiaux, les provisions et les meubles des habitants, doivent être apportés au lac Supérieur.

C'est donc au moment actuel, en 1855, pour une valeur de 15 à 16 millions de francs, et pour des distances énormes, qu'il faut considérer l'importance des voies de communication.

Il faut tenir compte, en outre, des habitudes nomades d'une grande partie de la population, et du développement que prendront toutes les entreprises dès que les communications seront faciles et les frais de transport rendus peu dispendieux.

Navigation. — Depuis le commencement des entreprises de mines tous les transports ont été faits par les lacs. Jusqu'à la fin de 1854 la navigation

1. Dans plusieurs exploitations, on trouve un certain avantage à remplacer le bois par la houille pour le chauffage des machines à vapeur.

était interrompue au Saut Sainte-Marie par les rapides, dont la hauteur forme presque seule la différence de niveau entre le lac Supérieur et le lac Huron.

Sur les lacs inférieurs, les grands navires à vapeur et à voiles des ports de Chicago, Détroit, Cleveland, Buffalo, etc., offraient toutes les facilités désirables aux transports pendant l'été et jusqu'au Saut Sainte-Marie; mais là commençaient les difficultés.

Après le déchargement et le transport pa terre jusqu'au-dessus des rapides, il fallait de nouveau tout charger sur des bâtiments qui faisaient le service des ports du lac Supérieur.

Ces bâtiments, d'abord à voiles, ensuite à vapeur, étaient nécessairement très-petits, puisque, dans l'impossibilité de les construire au Saut Sainte-Marie, on avait dû les transporter par terre au-dessus des rapides.

Le chemin de fer côtoyant les rapides n'a pu apporter qu'une très-faible amélioration à ces conditions défavorables. Au contraire, le canal, dont la section est assez large pour laisser passer les plus grands navires, a changé considérablement la navigation, en permettant aux bateaux à vapeur des lacs inférieurs de pénétrer dans le lac Supérieur. Depuis le mois de juin 1855 le lac Supérieur peut être considéré comme ouvert à la navigation des autres lacs et même, à la rigueur, il est accessible aux navires de l'Océan.

Si les conditions économiques d'une bonne navigation le permettaient, on pourrait sur le même navire transporter les cuivres du lac Supérieur jusqu'en Europe.

Le canal est le perfectionnement principal, sinon le dernier, qui puisse être apporté à la voie de communication par la navigation; il est donc important de bien fixer les avantages et les inconvénients de l'état actuel et faire mieux ressortir la nécessité de relier par un chemin de fer le lac Supérieur aux autres États de l'Union.

Canal du Saut Sainte-Marie. — Le canal du Saut Sainte-Marie a été fait par une compagnie américaine dans des conditions extrêmement favorables à l'intérêt général, et, sous ce rapport, le gouvernement des États-Unis a fait preuve d'une très-grande habileté.

La compagnie n'a reçu aucune subvention et a dû terminer à ses risques et périls tous les travaux dans un délai déterminé[1]. Le canal a été livré à l'État, qui perçoit sur les navires un droit très-minime, à peine suffisant pour couvrir les frais d'entretien et de service. Il doit être en raison inverse

1. L'époque fixée pour l'ouverture du canal a été dépassée de quelques mois, et les navires n'ont pu passer qu'au mois de juin 1855.

de l'activité de la navigation; en 1855 on a perçu 0,275 par tonne; il sera probablement moindre en 1856 et les années suivantes.

En compensation de ses dépenses, la Compagnie a reçu la propriété d'une immense étendue de terrains au lac Supérieur : les uns sont situés dans la région des minerais de fer; les autres dans la partie qui renferme les filons de cuivre natif; enfin une certaine portion est seulement propre aux entreprises agricoles.

Cette dernière partie n'a de valeur que pour l'avenir, attendu que l'état actuel de la contrée ne me paraît pas devoir être favorable à des spéculations purement agricoles; le climat est trop rigoureux pour que les agriculteurs puissent espérer une rémunération suffisante des peines et des dépenses que coûteraient les défrichements. L'agriculture au lac Supérieur restera, plusieurs années encore, une dépendance très-utile des exploitations.

Les terrains que possède la Compagnie du canal dans les régions métallifères ont été choisis en dehors des parties déjà concédées. Il en résulte qu'ils sont très-morcelés et ne se prêteraient pas facilement à de grandes exploitations. Cependant plusieurs fractions paraissent se trouver dans de très-bonnes conditions, et leur mise en valeur pourra donner de très-bons résultats.

Il ne m'est pas permis d'entrer ici dans plus de détails sur la situation de ces terrains, parce qu'ils sont actuellement proposés sur les places de Paris et de Londres.

Ce qui précède suffit pour démontrer que la Compagnie du canal a travaillé probablement bien plus dans l'intérêt général du lac Supérieur qu'à son propre avantage. Une partie de ses terrains n'a de valeur que dans un avenir peut-être assez lointain; une autre partie est composée de parcelles trop petites et trop éloignées les unes des autres pour qu'on puisse les mettre facilement en exploitation. Enfin la dernière partie, composée de terrains d'une étendue suffisante, donnera certainement lieu, d'ici à peu d'années, à des exploitations importantes qui contribueront à augmenter l'activité des entreprises au lac Supérieur.

La différence de niveau de l'eau aux deux extrémités du canal est de $8^m,37$; elle est franchie par deux écluses contiguës, placées vers le bas du canal et au pied des rapides. Les navires n'emploient pas plus d'une heure pour le passage des écluses et la traversée entière du canal. Les plus grands navires à vapeur l'ont constamment passé sans difficulté en 1855, à la remonte comme à la descente; l'hiver de 1855-56 n'a donné lieu à aucune réparation importante, et la navigation du canal a été ouverte au printemps de 1856, à l'époque où plusieurs navires étaient encore retenus par les glaces dans les ports des lacs inférieurs.

Aussi peut-on, dès à présent, considérer la navigation par le canal comme parfaitement assurée, facile et très-économique.

Pendant l'année 1855 l'influence du canal du Saut Sainte-Marie sur l'activité commerciale du lac Supérieur a été relativement très-faible. Les armateurs du lac Érié, de Détroit et de Chicago attendaient que le canal eût fait ses preuves avant de construire de nouveaux navires. *Le North Star, l'Illinois, le Superior*, etc., qui naviguaient auparavant sur les lacs inférieurs, et jusqu'au Saut Sainte-Marie, ont remplacé les petits navires qui faisaient en 1854 le service du lac Supérieur. Le prix du fret a été notablement abaissé, les ouvriers ont été transportés en plus grand nombre; mais les conditions générales, exposées dans mon premier mémoire (1854), sont restées à peu près les mêmes.

En 1856, le nombre des navires de fort tonnage pénétrant dans le lac Supérieur sera notablement augmenté, et la navigation sera bien plus active, à moins que des accidents imprévus ne viennent mettre hors de service plusieurs de ces navires.

Au lac Supérieur, des bâtiments spéciaux à voiles et à vapeur doivent faire le service des côtes. Par conséquent, dès l'année 1856, ou un peu plus tard en 1857, la navigation sera aussi active que les besoins des exploitations pourront l'exiger, et le prix du transport du lac Supérieur à New-York et Boston ne dépassera pas 55 à 60 francs par tonne.

La navigation, devenue active e très-économique, présentera toujours de graves inconvénients :

En premier lieu, elle commence au plus tôt dans les premiers jours de mai, et se termine ordinairement dans la première quinzaine de novembre. On ne doit même compter que sur cinq mois de nàvigation régulière, à cause des tempêtes violentes qui ont lieu au printemps, et surtout à l'automne, et auxquelles aucun navire ne peut résister.

En second lieu, le lac Supérieur ne présente qu'un très-petit nombre de ports vastes et bien abrités, dans lesquels les bâtiments puissent se réfugier. Copper-Harbor et la Pointe sont actuellement les seuls dans la région des mines de cuivre. Eagle-Harbor est très-petit et d'un accès difficile; Agate-Harbor est encore désert et n'a reçu aucune des dispositions qui seraient indispensables pour en faire un véritable port.

A Ontonagon on travaille activement à pratiquer un chenal par lequel les navires pourront entrer dans la rivière, suffisamment large et profonde devant le village d'Ontonagon.

Au Fond-du-Lac, à l'Ouest, le village naissant de Superior donne déjà lieu à une navigation assez active; vers l'Est, la baie de Marquette est assez bien

abritée contre les vents qui soufflent d'ordinaire avec le plus de violence pour être considérée comme abordable pendant toute la saison.

Dans l'état actuel, les divers établissements sont placés dans des conditions assez différentes pour la facilité des transports et des expéditions. Ceux qui sont à la proximité de Marquette, Copper-Harbor et Eagle-Harbor peuvent compter sur près de six mois de navigation, tandis que les établissements voisins de Eagle-River, Ontonagon, Francklin, peuvent à peine compter sur cinq mois, soit pour expédier leurs produits, soit pour faire venir tous les objets dont ils ont besoin.

En 1855, le steamer *Planet* n'a pu, dans son dernier voyage, atteindre Ontonagon, et plusieurs établissements ont été privés pour l'hiver d'une partie des provisions qu'ils attendaient. Presque constamment une partie du cuivre extrait pendant l'été et préparé pour l'embarquement, à Eagle-River et à Ontonagon, doit attendre l'année suivante pour être transporté aux fonderies.

Les compagnies doivent donc être approvisionnées de tout ce qui doit être nécessaire aux ouvriers et aux travaux, sept à huit mois d'avance, et disposer d'un fonds de roulement considérable. Les plus mal partagées sous le rapport de la situation géographique, et par suite des facilités de communication, sont précisément celles qui exploitent les filons les plus riches, Pittsburg and Boston M. Co. (cliff mine) dont le point d'embarquement est Eagle-River; Minnesota, National et Rokland, dont le port est Ontonagon. Pour ces dernières, on espère que l'entrée de la rivière pourra être creusée de manière à permettre bientôt aux grands navires d'y pénétrer par tous les temps. A Eagle-River il semble impossible de rien faire pour la sûreté des navires.

A Marquette les exploitations de minerais de fer et les usines établies depuis peu de temps souffriront relativement plus de l'interruption des transports pendant l'hiver. La valeur des produits étant moindre, l'élévation du fonds de roulement sera probablement une charge plus lourde, au moins dans le commencement.

Chemin de fer. — Dans tous les établissements du lac Supérieur, et principalement dans ceux de Marquette, on travaille activement à la réalisation du projet d'un chemin de fer qui relierait Ontonagon, la pointe de Keweenaw et Marquette au grand réseau qui couvre les états de l'Union. Les études préliminaires ont été faites en 1855, et ont démontré qu'aucune difficulté spéciale n'était à craindre.

Les chemins de fer déjà construits dans l'Ouest des États-Unis s'avancent de Chicago sur la rive occidentale du lac Michigan jusqu'à *fond du lac*, à l'extrémité Sud du petit lac Winnebago.

Le projet qui paraît réunir jusqu'à présent la majorité des personnes intéressées à la prompte construction du chemin de fer, est le suivant :

La ligne principale serait continuée directement vers le Nord jusqu'à la séparation des deux États, Wisconsin et Michigan ; de là on pousserait trois embranchements, l'un vers Ontonagon, un second vers Marquette et le dernier vers la côte de la pointe de Keweenaw jusqu'à Copper-Harbor, et même plus loin, jusqu'à la mine de Keweenaw-Point.

De *Fond-du-Lac* jusqu'à la frontière du Michigan, on estime la distance à 260 kilomètres. Chacun des embranchements doit avoir 115 à 120 kilomètres. Il s'agit donc en somme d'environ 600 kilomètres de chemin de fer, dans une contrée entièrement déserte, dans laquelle les terrains ne coûteront rien ou du moins presque rien [1], et dans laquelle les forêts fourniront tous les bois nécessaires.

La dépense n'en sera pas moins considérable, et le chemin de fer ne pourra être construit que si les parties les plus intéressées, c'est-à-dire les compagnies qui exploitent les mines au lac Supérieur, fournissent la majeure partie des fonds.

On s'est beaucoup occupé d'une question très-importante, celle de l'interruption possible de la circulation sur le chemin de fer pendant l'hiver.

Les glaces et les neiges seront sans aucun doute des difficultés très-grandes à surmonter, mais elles ne seront pas plus considérables que dans la plupart des États de l'Union, du Nord et de l'Ouest, dans lesquels les chemins de fer conservent leur activité pendant tout l'hiver. Je pense donc, avec la plupart des Américains qui ont étudié cette question, que le chemin de fer permettra les communications régulières pendant toute l'année.

Quand le chemin de fer sera terminé, les établissements industriels et commerciaux seront au lac Supérieur à peu près dans les mêmes conditions que dans le reste des États du Nord, et pourront se développer avec une grande activité. La navigation n'en souffrira nullement, et pourra même abaisser les prix du fret et du transport.

A cet égard on a un précédent remarquable dans l'activité de la navigation sur les lacs inférieurs, à laquelle l'établissement des chemins de fer paraît avoir donné un nouvel essor.

Par les chemins de fer la distance de New-York à Ontonagon sera d'environ 2,000 kilomètres et par suite un peu plus courte que la voie actuelle par les lacs : le prix des transports ne descendra certainement pas au-dessous de 45 francs par tonne, prix très-peu élevé pour le cuivre et même pour les

1. Probablement même une allocation de terrain serait accordée, comme cela a déjà eu lieu en Amérique, pour des entreprises d'utilité générale.

fers de qualité supérieure, que peuvent produire les établissements de Marquette.

Climat. — Je n'ai presque rien à modifier dans ce que j'ai dit dans mon premier mémoire sur les ressources que présente le lac Supérieur pour l'agriculture. Les pommes de terre et quelques légumes constituent la culture principale, que les différents établissements développent assez rapidement. J'ai pu voir en 1855 de très-vastes champs de seigle, mais l'été n'avait pas été suffisamment chaud, et dans les premiers jours d'octobre le seigle était encore sur pied et presque partout la maturation était incomplète.

En plusieurs points, il serait très-facile de faire de magnifiques prairies artificielles, et d'obtenir pour les bestiaux les foins qu'on fait venir actuellement de Chicago et de Détroit, à des prix exorbitants. Quelques tentatives ont déjà été faites dans ce sens, notamment auprès de Copper-Harbor, et ont parfaitement réussi.

Mais elles ont été faites sur une échelle trop petite pour influer notablement sur les prix. Les animaux transportés au lac Supérieur sont trop peu nombreux pour servir à l'alimentation, la viande fraîche est un grand luxe en hiver, et la plus grande partie de celle qu'on peut se procurer pendant l'été est apportée par les bateaux à vapeur.

Le gibier commence à se montrer dans les forêts; j'ai pu goûter avec plaisir des lapins et des perdrix, dont je n'avais pas vu la moindre trace en 1854. Il faut espérer que ces animaux pourront devenir plus nombreux et offrir plus tard une ressource à l'alimentation.

La température de l'hiver 1855-1856 n'a pas été très-rude; le thermomètre est descendu rarement au-dessous de — 25° C.; la neige a été abondante et s'est maintenue dans plusieurs parties du pays à l'épaisseur de près de 2 mètres. Dès la fin d'avril la neige et la glace avaient presque entièrement disparu.

Pendant l'automne de 1855 j'ai trouvé le temps assez beau et presque chaud pendant le jour jusqu'en octobre; mais les nuits étaient déjà très-fraîches et j'ai vu de la glace de plus de $0^m,01$ d'épaisseur avant le 15 septembre.

Les tempêtes et les coups de vent ont commencé dès la fin de septembre et j'ai appris que les premières avaient été fortes et nombreuses pendant tout l'hiver.

CHAPITRE II.

EXPLICATIONS GÉOLOGIQUES.

---

§ I. — *Considérations générales.*

Les terrains dans lesquels les gisements de cuivre natif sont dignes d'être exploités ont été désignés par les géologues américains sous le nom de trapps, et sont considérés par eux comme étant d'origine ignée. Dans mon premier mémoire, j'ai fait connaître quelques-uns des doutes que l'examen des terrains m'avait fait concevoir au sujet de leur origine éruptive. Mes doutes ont été pleinement confirmés par un second voyage, et je suis maintenant bien convaincu que l'aspect singulier que présentent les couches trappéennes sont dues à une action métamorphique très-violente. Mon opinion est fondée sur l'aspect des roches et sur la disposition qu'elles présentent les unes par rapport aux autres.

Pour mieux faire comprendre mes raisons, il m'est indispensable de revenir brièvement sur la disposition géologique, indiquée déjà bien en détail dans mon premier mémoire. La carte géologique du Canada, exposée par M. Logan en 1855, et l'explication qu'il en a publiée, font parfaitement comprendre la relation qui existe entre les terrains métallifères du lac Supérieur et les formations géologiques du Canada; l'intérêt que cette relation présente est assez grand pour que je consacre quelques pages à rappeler les faits principaux énoncés par M. Logan.

Canada. — Ses études ont porté sur les rives septentrionale et orientale du lac Supérieur (appartenant à l'Angleterre), sur les côtes du lac Huron et du lac Ontario, et sur les terrains qui bordent le Saint-Laurent jusqu'à la mer.

Le système le plus ancien est désigné par M. Logan sous le nom de laurentien; il a été observé sur les bords du lac Supérieur et s'étend vers le Sud-

Est jusqu'au lac Ontario, et ensuite sur la rive Nord du Saint-Laurent jusqu'à la mer.

Il comprend une assez grande variété de roches, qui toutes possèdent le caractère métamorphique ; ce sont principalement :

Des gneiss, des micaschistes, des schistes amphiboliques ;

Des roches feldspathiques, à grains fins ou porphyroïdes, composées de labrador, d'andésine ou d'anorthite, avec hypersthène et fer titané ;

Des calcaires saccharoïdes en couches minces, séparées par des strates de quartzite ou par des conglomérats à pâte dolomitique ; des roches pyroxéniques associées aux calcaires et qui paraissent provenir du métamorphisme de calcaires siliceux : l'action métamorphique a été assez violente pour faire acquérir aux calcaires une fluidité presque complète ;

Des granites, des syénites et des diorites, en masses très-importantes, qui semblent avoir traversé et bouleversé les terrains précédemment énoncés.

Cette formation contient d'énormes dépôts de minerais de fer, fer oligiste et fer oxydulé, qui sont presque toujours dans les schistes altérés et au contact ou dans le voisinage du granite. Les calcaires cristallins renferment une très-grande variété de minéraux : du phosphate de chaux, du mica, du fer titané, du graphite, du spath calcaire, de la baryte sulfatée, de la galène, de la blende, des minerais de cuivre et même de nickel et de cobalt, presque toujours disposés en veinules ou en veines.

En remontant l'échelle des terrains, M. Logan a pu reconnaître au-dessus du système laurentien les formations suivantes :

Système cambrien. — 1° Le système cambrien ou huronien, qui forme la côte orientale du lac Huron et se retrouve aussi au lac Supérieur, reposant en stratification discordante sur les schistes du système laurentien. M. Logan le considère encore comme inférieur aux terrains fossilifères. Il est composé de schistes bleuâtres, avec des couches de silex corné ; de bancs calcaires dont les fentes sont remplies par des anthracites. Ces roches sont recouvertes au lac Supérieur par des trapps, des grès et des conglomérats, et sont traversées par des diorites et des dykes de trapp.

Au lac Huron, on trouve encore les grès et les conglomérats, une couche calcaire et de grandes masses de diorites intercalées. M. Logan distingue deux systèmes de dykes de diorite et un troisième de granite.

Il a reconnu, en outre, d'autres systèmes de fentes et les filons métalliques qui ont été produits par un bouleversement plus récent. Les filons contiennent du cuivre et de l'argent à l'état natif, des minerais de cuivre et de nickel.

Système silurien. — 2° Le terrain silurien, dont l'ensemble est très-complexe et qui est bien développé dans la partie occidentale du Canada. Les

couches inférieures renfermant plusieurs espèces de fossiles reconnues en Amérique comme caractérisant la partie inférieure du système silurien. M. Logan distingue les divisions suivantes (en commençant par les couches les plus anciennes) :

a. Les grès rouges, blancs et bariolés, très-développés sur les côtes méridionales du lac Supérieur ; les couches les plus élevées sont à pâte calcaire et d'une couleur presque blanche. Cette formation de grès a une puissance assez variable, mais qui ne dépasse pas 100 mètres ; elle est désignée sous le nom de grès de Potsdam.

Ces grès sont surmontés par des grès très-chargés de calcaires et qui forment, pour ainsi dire, le passage entre les grès de Potsdam et le groupe calcaire qui le recouvre. Les grès calcifères ont une puissance inférieure à 80 mètres et ne contiennent pas de fossiles.

b. Le groupe calcaire de Chazy, Birdseye, Black-River, Trenton, qui a son principal développement du côté de Montréal ; là sa puissance atteint 400 mètres, et on peut distinguer assez nettement les quatre divisions auxquelles on a donné des noms différents. Vers l'Ouest, le groupe calcaire est moins développé et les divisions sont moins distinctes. Dans toute son étendue il présente des fossiles caractéristiques et des coprolithes, qui permettent jusqu'à un certain point de reconnaître les divisions.

c. Le groupe schisteux ; à la base sont les schistes noirs d'Utica, dont la puissance ne dépasse pas 30 mètres. Ils sont surmontés par des schistes gris et bleuâtres, alternant avec des couches minces de grès et de calcaires. L'épaisseur de cette formation va en diminuant vers l'Ouest. Elle n'est plus que de 60 mètres sur les bords du lac Huron, tandis qu'elle atteint 500 mètres dans le Bas-Canada.

d. Le terrain silurien supérieur, dont la base est formée par les grès rouges de Médina, argileux vers les couches les plus élevées. Au-dessus sont des schistes et des calcaires, dont l'ensemble porte le nom de *groupe de Clinton*.

e. Les calcaires bitumineux du Niagara, qui leur sont superposés, ont une puissance de 70 mètres environ et contiennent un très-grand nombre de minéraux, tels que la blende et la galène disséminées en mouches, la baryte sulfatée et l'anhydrite, qui se présentent sous forme de nids et qui servent à faire les petits objets taillés au couteau qu'on vend fort cher aux chutes du Niagara.

f. Au-dessus on distingue comme appartenant encore au système silurien supérieur : des schistes et des calcaires renfermant du gypse, le groupe salifère d'Onondaga et les calcaires à Pentamerus qui terminent la formation silurienne.

TERRAIN DÉVONIEN. — Le terrain dévonien commence encore par des grès,

auxquels succèdent des calcaires, et dont l'ensemble a reçu le nom de série supérieure de Helderberg.

Au-dessus des calcaires, on trouve des schistes noirs et gris désignés sous le nom de *groupe d'Hamilton*, puis des grès rouges qui répondent au vieux grès rouge des Anglais, et enfin des schistes.

Terrain houiller. — Au terrain dévonien est superposée la formation houillère, bien plus développée dans la presqu'île de Michigan et dans les États de l'Union qu'au Canada.

Carte de M. Logan. — La carte géologique du Canada, par M. Logan, comprend une partie des contrées voisines, notamment la presqu'île de Michigan et les côtes méridionales du lac Supérieur. Elle permet de reconnaître d'un seul coup d'œil la disposition très-remarquable des différents terrains en bassins concentriques, dont la régularité n'est interrompue que par les deux lacs Huron et Michigan.

En étudiant cette carte avec attention, on peut aussi se convaincre que la formation trappéenne du lac Supérieur s'étend sur une immense surface, depuis les régions encore inexplorées à l'Ouest du lac Supérieur jusque dans les parties orientales du Canada. Elle conserve partout la même position au contact des micaschistes, des gneiss ou des granites, la même relation avec les terrains évidemment stratifiés.

Le terrain houiller forme au centre de la presqu'île de Michigan un bassin presque circulaire qui avance jusqu'aux bords de la baie de Saginaw.

Il renferme de la houille que l'on commence à exploiter et même à transporter à quelque distance, dans les nouveaux établissements : le charbon est de qualité médiocre, mais on n'a encore attaqué que les affleurements, et l'on doit attendre un plus grand développement dans les travaux avant de juger la qualité.

Tout autour du bassin houiller affleurent : le calcaire carbonifère, et au delà le terrain dévonien, en stratification concordante, au moins dans les parties explorées jusqu'à présent; le groupe d'Helderberg ne peut se voir qu'au Nord et au Sud; il disparaît à l'Est et à l'Ouest sous les eaux du lac Huron et du lac Michigan : on le retrouve au Nord du lac Ontario.

Le terrain silurien entoure également la formation dévonienne, à l'Ouest, au Nord et à l'Est; de ce côté il s'avance vers l'Est, au Nord du lac Ontario et du Saint-Laurent. Il est représenté par le gypse d'Onondaga, par le calcaire du Niagara et par les grès.

Cette série de bassins emboîtés les uns dans les autres se continue au Nord et à l'Ouest, probablement même à l'Est par le terrain silurien inférieur et par les trapps. Sur la rive méridionale du lac Supérieur, il est bouleversé, et moulé, pour ainsi dire, sur le granite, qui s'étend depuis Marquette jusque dans

l'État de Wisconsin. Au contact immédiat, et je devrais dire apparent, avec le granite, se trouvent les roches évidemment métamorphiques, les micaschistes, les schistes amphiboliques très-analogues aux trapps, les quartzites et les jaspes. A une certaine distance et au-dessus sont les trapps, les conglomérats et les grès, dont la disposition stratifiée est bien évidente.

Au lac Supérieur, au moins sur la rive américaine, il n'est pas possible de séparer les trapps des autres roches siluriennes, car ils s'étendent en couches nettement stratifiées, aussi loin que les explorations ont été faites, contournant le terrain dévonien, auquel ils sont évidemment inférieurs. Dans le Canada, sur la rive Nord du Saint-Laurent, ils occupent la même position, et on les retrouve, d'après les explorations du célèbre docteur Kane, sur la côte occidentale du Groënland. Ils sont tellement liés avec les roches métamorphiques rapportées par M. Logan au terrain cambrien, qu'il n'est pas possible d'en faire la séparation. Ils apparaissent comme le dernier terme de l'action métamorphique, manifeste au contact du granite, et dont peut-être le granite lui-même n'est que l'expression la plus développée.

L'observation faite par M. Logan de la superposition du terrain de schistes et trapps en stratification discordante sur le système cambrien, me paraît pouvoir être expliquée par les bouleversements dus au voisinage du granite. La discussion m'est interdite sur ce point, puisque je n'ai pas parcouru les contrées dans lesquelles M. Logan a fait ses explorations.

La partie américaine du lac Supérieur paraît, du reste, différer notablement des possessions anglaises ; M. Logan signale au Canada des dykes de trapp et de diorite, dont il m'a été impossible de découvrir l'existence à la pointe de Keweenaw, auprès du Portage lake et dans l'Ontonagon.

Description géologique du lac Supérieur. — Dans le second voyage que je viens de faire au lac Supérieur, je n'ai dû m'arrêter que très-peu d'instants dans la région des minerais de fer; j'ai pu seulement constater la nature des terrains métamorphiques, et reconnaître la présence du trapp passant aux schistes métamorphiques bien caractérisés. J'ai, au contraire, consacré un temps suffisant à l'étude de la région cuprifère; j'ai parcouru à pied toute la pointe de Keweenaw, en la traversant dans tous les sens; j'ai visité les environs du Portage lake, et presque toutes les mines exploitées dans l'Ontonagon.

Je pense donc être en mesure, avec les études faites pour mon premier voyage, d'émettre une opinion motivée sur la constitution géologique de cette partie du lac Supérieur. Pour les détails que je vais donner sur la géologie et sur les mines, je dois renvoyer aux cartes jointes à mon premier mémoire.

J'ai déjà fait connaître la disposition des roches différentes; aussi je n'aurai

besoin que d'un rapide abrégé pour les rappeler. Les roches principales rencontrées jusqu'ici au lac Supérieur sous les alluvions sont :

Les grès blancs, bariolés et rouges ;

Les conglomérats ;

Les trapps ;

Les roches évidemment métamorphiques, et le granite.

§ II. — *Disposition des grès.*

Les grès se présentent sur la rive méridionale du lac Supérieur en trois bandes séparées, dirigées de l'Est à l'Ouest, ou du Nord-Est au Sud-Ouest.

La première s'étend depuis le Saut Sainte-Marie jusque bien loin vers l'Ouest dans l'État de Wisconsin.

La seconde est comprise entre le massif granitique et les trapps de la Pointe de Keweenaw;

La troisième est superposée aux conglomérats, et forme le rivage du lac, au Nord de la formation trappéenne.

Partout les grès offrent les mêmes caractères et la même disposition en couches peu puissantes ; vers la partie supérieure de la formation ils sont blancs et à pâte calcaire; ils sont bariolés, blancs et rouges dans la partie moyenne, et rouges plus ou moins violacés vers la partie inférieure.

Première bande de grès. — La première bande de grès n'a été que partiellement explorée; elle ne renferme aucun métal exploitable.

La partie la mieux connue est celle voisine du rivage depuis Saut Sainte-Marie jusqu'à Marquette. A *Grand-Island* et aux *Pictured-Rocks*, les grès se présentent en falaises élevées, découpées par des dentelures pittoresques, sur lesquelles les couches se marquent en lignes presque horizontales. A l'Est, ils sont recouverts par les alluvions; à l'Ouest, ils viennent s'appuyer sur le massif des roches granitiques et métamorphiques.

Les couches plongent dans leur ensemble vers le Sud, et s'enfoncent sous les terrains plus modernes. A l'Ouest de Marquette, la relation du grès avec le granite est encore un peu incertaine : auprès du rivage, on distingue parfaitement les grès brisés et disloqués au contact du granite et des micaschistes ; le même bouleversement a été constaté dans l'intérieur par plusieurs habitants du pays; mais je n'ai pas eu l'occasion d'explorer moi-même la ligne de contact du grès avec le massif métamorphique : ce n'est donc qu'avec une certaine réserve que je peux énoncer que les grès sont brisés et bouleversés au contact du granite et des roches subordonnées.

Les relations du grès avec le massif granitique seront parfaitement déterminées par les travaux du chemin de fer projeté.

Du reste, il est difficile de ne pas admettre l'identité des grès dans les trois bandes indiquées précédemment, et alors il est évident que les granites avec les roches métamorphiques n'ont pu arriver au jour qu'en brisant les grès; par suite, la ligne de contact de ces roches différentes doit présenter de grands bouleversements.

Seconde bande de grès. — La seconde bande de grès s'étend depuis le rivage de la Pointe de Keweenaw jusqu'à la Black-River, à une certaine distance à l'Ouest du lac Agogebic, dans la direction du Nord-Est au Sud-Ouest. Les couches sont presque horizontales, ou du moins ne présentent que de faibles ondulations dans toute la partie médiane : vers le Sud, au contact du granite on n'a pas nettement constaté si les couches plongent vers le Nord et sont réellement soulevées sur toute l'étendue de la ligne de séparation.

Les dislocations du grès au contact du granite, bien nettes auprès du rivage, suffisent pour démontrer que le grès ne s'est pas déposé tranquillement sur le granite; elles viennent corroborer l'opinion que j'ai émise précédemment que le massif granitique s'est fait jour au travers des grès; la direction générale de la fracture est du Nord-Est au Sud-Ouest, autant du moins que les explorations incomplètes, faites jusqu'à présent, permettent de le présumer.

Vers le Nord, au contact des trapps, les couches de grès présentent des dispositions très-diverses : la ligne de démarcation des deux roches est presqu'au niveau du *lac la Belle*, à l'Est, tandis qu'à l'Ouest, du côté de la mine Fulton, au lac Portage et dans la contrée d'Ontonagon on les voit presque partout sur les plateaux élevés.

Auprès du lac la Belle, et dans tous les points où les grès s'élèvent très-peu au-dessus du lac, leurs couches plongent vers le Sud sous un angle assez grand ; mais la partie ainsi inclinée ne s'étend qu'à une faible distance des trapps; elle offre des dislocations très-grandes, qui démontrent la violence de l'action qui a fait sortir la masse trappéenne à travers les grès.

Au contraire, dans les parties de la contrée où les grès s'élèvent jusqu'aux sommets des montagnes, l'inclinaison des couches vers le Sud se continue sur une grande distance, et les grès sont beaucoup moins brisés.

A l'Ouest, le grès se termine en pointe à la réunion du massif métamorphique avec les trapps : cette partie présente un très-grand intérêt, non-seulement par l'étude des dislocations que les grès ont dû subir, mais encore et principalement par le contact des trapps avec les roches évidemment métamorphiques. C'est là qu'on pourra le plus sûrement distinguer la relation qui existe entre ces roches. Je dirai bientôt qu'on a trouvé l'année dernière, à une certaine distance de Marquette, des roches trappéennes analogues à celles

de la Pointe de Keweenaw, contenant comme elles du cuivre natif en filons. passant aux schistes évidemment métamorphiques.

Il est donc probable qu'on pourra constater à l'Ouest de la Black-River le passage gradué des roches trappéennes aux schistes.

Alors se trouvera nettement démontrée l'opinion que j'ai émise dès mon premier voyage, que les trapps de la Pointe de Keweenaw ne sont pas éruptifs, mais bien des roches métamorphiques.

Jusqu'à présent cette partie de la contrée n'a pu être convenablement étudiée, en raison de la distance aux établissements.

Troisième bande de grès. — La dernière bande de grès s'étend avec une puissance variable sur le rivage du lac, depuis Eagle-River jusqu'à Fond-du-Lac; elle est en grande partie recouverte par des alluvions qui ne permettent de reconnaître la disposition des couches qu'en un petit nombre de points. On a constaté que les grès sont d'un rouge violacé au contact des conglomérats, avec lesquels ils présentent plusieurs alternances : à une certaine distance des conglomérats les grès sont bariolés comme à Grand-Island et aux *Pictured-Rocks*; la partie supérieure de la formation présente les grès presque blancs et à pâte calcaire : on ne peut donc pas mettre en doute un seul instant l'identité des grès de cette zone avec ceux observés plus au Sud, identité extrêmement importante à signaler.

Les couches de grès reposent partout en stratification concordante sur les conglomérats; elles plongent vers le Nord-Ouest sous un angle un peu variable, plus grand dans la contrée d'Ontonagon qu'à la Pointe de Keweenaw. L'angle d'inclinaison est d'autant moindre qu'on l'observe à une plus grande distance de la formation trappéenne : vers le Nord, à l'île Royale, les grès reparaissent dans une position symétrique, plongeant vers le Sud-Est, et reposant de même en stratification concordante sur les conglomérats, et ceux-ci sur les trapps. On peut conclure de là, avec certitude, que les grès, les conglomérats et les trapps forment sous les eaux du lac un fond de bateau d'une très-grande étendue.

Fracture dans les grès. — L'identité des grès dans les trois bandes dont je viens de parler, les dispositions des couches au contact du massif granitique et métamorphique, au contact des roches trappéennes et des conglomérats, me paraissent ne pouvoir être expliquées que par l'hypothèse de deux grandes fractures à peu près parallèles et dirigées, au moins sur une partie de leur étendue, du Nord-Est au Sud-Ouest.

Par la fracture faite le plus au Sud, sont venus au jour les granites, et les roches évidemment métamorphiques dans lesquelles on exploite maintenant les minerais de fer aux environs de Marquette. La seconde a livré passage aux

roches trappéennes et aux conglomérats, qui s'étendent de la Pointe de Keweenaw jusque bien loin vers le Sud-Ouest.

Pour cette dernière, j'aurai à revenir bientôt sur la grande différence que présentent les grès au Nord et au Sud : au Nord, ils semblent soulevés très-régulièrement, et en même temps que les conglomérats et les trapps; tandis que vers le Sud la séparation du grès et des trapps présente de grandes irrégularités.

§ III. — *Des conglomérats et des trapps.*

Les conglomérats et principalement les trapps sont bien mieux explorés que les grès. Les nombreuses recherches de cuivre natif ont été faites dès le principe dans ces deux terrains, et les résultats obtenus, nuls ou négatifs pour la plupart des compagnies qui ont entrepris les travaux, ont au moins eu l'avantage de faire connaître assez exactement la disposition des deux terrains. On a reconnu bien vite que les conglomérats ne renfermaient pas de gisements exploitables, et les explorations ont été principalement faites dans le trapp. Je pense qu'il est maintenant bien démontré que les filons contenant du cuivre natif traversent les conglomérats et les grès, et peuvent contenir, dans ces deux roches, une certaine proportion de métal; mais que le trapp est le terrain métallifère par excellence, la roche dans laquelle on peut espérer rencontrer des filons productifs.

Par ce motif, je me suis attaché plus spécialement, dans mon second voyage, à l'étude du terrain de trapp; j'ai parcouru presque toute la contrée, et visité les mines et les affleurements connus : je pense être en mesure de donner une opinion motivée sur la nature véritable de ces terrains qui ont été décrits comme éruptifs, et que je considère comme des terrains stratifiés métamorphiques.

Dans mon premier mémoire, j'ai donné la description déjà bien détaillée des trapps dans les trois régions différentes, dans lesquelles les mines sont exploitées; il me reste maintenant à rappeler la disposition générale et à présenter plus nettement les raisons qui me font admettre que les trapps ne sont pas éruptifs.

Je conserverai la même division en trois régions : la Pointe de Keweenaw, les environs du lac Portage, le comté d'Ontonagon.

Les conglomérats et les trapps forment une bande continue, variable en largeur, qui s'étend sans interruption depuis l'extrémité orientale de la Pointe de Keweenaw jusque dans l'État de Wisconsin, à une distance considérable vers l'Ouest. On les retrouve avec des caractères analogues, sinon identiques,

à l'île Royale, sur la côte septentrionale du Canada, et même, d'après les indications du Dr Kane, jusqu'au Groenland.

A la Pointe de Keweenaw, ils se présentent en bancs puissants dont la stratification est bien évidente, et la direction des couches est à peu près parallèle en chaque point à la ligne du rivage. La plus grande divergence qu'on ait constatée à cet égard, à l'extrémité orientale de la Pointe, ne dépasse pas 15 degrés, et s'explique facilement par les failles transversales extrêmement nombreuses qui ont produit des rejets considérables.

Les lignes de pente des bancs sont à peu près normales au rivage, c'est-à-dire que ces bancs plongent vers le Nord-Ouest; l'angle d'inclinaison est peu variable et s'écarte peu de 30 degrés.

La surface du sol présente trois chaînes de montagnes à peu près parallèles et presque régulières. La plus élevée est celle du Sud, connue sous le nom de *Bohemian-Mountains*; elle est composée de trapp syénitique, dont la stratification n'est pas très-évidente, ce qui lui a valu le nom de *unbedded trapp*. On distingue cependant très-bien les couches et leur plongée vers le Nord-Ouest dans les travaux faits, il y a plusieurs années, par la compagnie du *lac la Belle*. Vers l'Est, le trapp syénitique est remplacé par des jaspes qui constituent plusieurs montagnes élevées, notamment le mont Houghton. Vers l'Ouest, la syénite disparaît sous les grès du Sud dont les couches plongent en sens contraire, c'est-à-dire vers le Sud-Est.

Vers le milieu de la formation trappéenne, la variété de trapp nommée greenstone forme une chaîne de montagnes ou de plateaux élevés, terminés au Sud par des escarpements plus ou moins prononcés et présentant, comme toutes les autres variétés de trapp, une division bien nette en bancs parallèles plongeant vers le Nord-Ouest.

Au Nord, les conglomérats forment à une faible distance du rivage des montagnes moins régulières, plus tourmentées que celles du greenstone, mais en général plus élevées. Les conglomérats recouvrent les trapps en bancs rigoureusement parallèles et présentent avec eux de nombreuses alternances vers la séparation des deux roches. Les conglomérats sont recouverts en stratification concordante par les grès, dont les couches inférieures offrent encore des alternances remarquables avec les bancs supérieurs des conglomérats.

Dans l'extrémité orientale de la Pointe de Keweenaw, dans les environs de Agate-Harbor et Copper-Harbor, on connaît une seconde bande de trapp, beaucoup moins puissante et composée principalement de la variété amygdaloïde : elle est surmontée par le conglomérat, qui s'enfonce sous les eaux du lac.

Cette bande amygdaloïde ne peut être distinguée à l'Ouest d'Eagle-River; elle est représentée, d'après M. Whitney, par des couches de jaspe et de grès

feldspathique. Je pense que, pour le moment actuel, il est prudent de réserver la question, parce que cette partie de la Pointe est couverte d'une épaisseur considérable d'alluvions qui empêchent de suivre nettement la continuité des roches; de plus, il n'y a dans cette partie aucune exploitation, par suite aucun établissement, et les excursions géologiques ont été nécessairement assez courtes.

Dans la baie de Agate, les couches supérieures de l'amygdaloïde sont en contact avec des bancs de grès et présentent en plusieurs points un passage très-curieux de l'amygdaloïde au grès.

Les bancs d'amygdaloïdes offrent de très-grandes variétés; les uns ont les noyaux bien pleins, de grosseurs très-variables et composés principalement de chlorite; les autres, et principalement ceux qui présentent le passage aux grès, sont criblés de cavités, vides ou remplies par du quartz agate. On trouve dans ces roches des veinules et des noyaux d'agate de toute couleur : les uns sont presque compactes et d'une couleur à peu près blanche; d'autres sont zonés et diversement colorés. Jusqu'à présent on n'a pas exploré ces gisements d'agate, qui offrent de grandes ressemblances avec ceux d'Oberstein. On a retiré quelques échantillons d'agate, soit des affleurements des bancs d'amygdaloïde, soit des galets que l'action des vagues accumule sur la plage. Ils sont tous assez petits, mais la beauté des couleurs et des zones de quelques-uns d'entre eux pourrait faire concevoir l'espérance d'une exploitation importante dans un avenir plus ou moins rapproché [1].

La disposition des montagnes de trapps et de conglomérats est très-remarquable et doit attirer l'attention de tous les géologues qui visiteront ces contrées.

Les conglomérats qui séparent les deux bandes de trapps s'élèvent en montagnes assez régulières à une faible distance du rivage; leur pente vers le lac est à très-peu près égale à l'inclinaison des couches, de 25 à 30 degrés vers le Nord-Ouest; dans le sens de la direction, elles sont interrompues par de larges vallées, répondant à des failles transversales qui coupent tous les terrains.

Ces failles sont marquées sur le rivage par de profondes dentelures, par des baies plus ou moins vastes : Copper-Harbor, Agate-Harbor, Eagle-Harbor, etc., qui sont les seuls ports de toute la côte. C'est à tort qu'on les a considérées comme produites par l'action destructive des vagues; on peut suivre à une grande distance dans l'intérieur les failles qui leur ont donné naissance.

1. Au lac Supérieur, on attache une valeur exagérée aux moindres galets d'agate présentant de belles couleurs et des zones régulières.

Du côté du Sud, les montagnes de conglomérats ont des pentes très-rapides, et les bancs paraissent avoir été cassés presque à angle droit. La même disposition peut être constatée pour tous les bancs de trapp : ils présentent au Nord des pentes de 30 à 35 degrés, tandis que vers le Sud le pendage est d'environ 60 degrés, à peu près normal à tous les bancs.

Auprès de Copper-Harbor et de Agate-Harbor, dans les parties où les conglomérats sont les plus développés, on distingue plusieurs de ces montagnes nettement disposées en gradins; leur observation conduit à penser que la puissance réelle de la formation de conglomérats est moindre que celle indiquée par l'étendue horizontale occupée par ces roches.

Il doit exister plusieurs failles longitudinales, à peu près perpendiculaires aux bancs de conglomérats; pour chacune d'elles, la partie Nord est élevée ou la partie Sud abaissée. Les traces des glissements correspondants à ces failles n'ont pas encore été bien observées, mais il est probable, ou du moins on peut admettre, qu'en raison de la faible dureté de la roche, l'action de l'atmosphère les aura fait lentement disparaître. Cette hypothèse est d'autant plus raisonnable que les monticules de trapps présentent à peu près la même disposition, et qu'en plusieurs points on a constaté sur les pentes exposées au Sud-Est des stries presque verticales indiquant un frottement très-violent.

L'étude de ces failles longitudinales est un champ très-vaste ouvert aux explorations futures des géologues du lac Supérieur; la disposition de la bande amygdaloïde, par rapport aux conglomérats qui paraissent inférieurs, est encore fort obscure : il ne serait pas impossible que la zone amygdaloïde du Sud ne fût autre chose que la partie supérieure de la grande formation trappéenne, élevée successivement jusqu'au jour par une ou plusieurs failles, dont l'existence n'a pas encore été constatée.

Des trapps.— La disposition générale des deux zones métallifères composées presque exclusivement de trapps, a été suffisamment exposée dans mon premier mémoire : on distingue plusieurs variétés, grenue, compacte, cristalline, amygdaloïde, toutes en bancs assez réguliers, parallèles à ceux des conglomérats et séparés fréquemment par des couches minces de grès violacés ou de conglomérats.

Le greenstone est une roche à cassure cristalline qui paraît contenir avec le feldspath et l'amphibole une notable proportion de pyroxène; elle forme des plateaux élevés, presque continus, interrompus seulement par les failles transversales, qui coupent toute la Pointe de Keweenaw.

Le greenstone est, comme toutes les autres variétés de trapp, divisé en bancs puissants plongeant au Nord-Ouest sous l'angle de 30 à 32 degrés; au Nord, la séparation du greenstone et du trapp compacte n'est pas plus prononcée que celle des deux autres variétés du trapp. Au Sud, le greenstone est

séparé de la zone métallifère, qui commence encore par du trapp compacte, par une couche de conglomérats[1]; mais les bancs inférieurs sont nettement parallèles à ceux du greenstone et la continuité des terrains n'est pas interrompue. On n'a même signalé de failles longitudinales qu'à une certaine distance au Sud des escarpements du greenstone. D'après cela on doit considérer cette roche comme une variété spéciale du trapp; elle présente une dureté plus grande et s'est, pour cette seule raison, comportée un peu différemment dans le soulèvement général et pendant tous les bouleversements qui ont produit les fentes, les failles et les filons.

Les deux zones métallifères, au Nord et au Sud du greenstone, répondent à deux vallées allongées presque parallèlement au rivage, limitées par les trois chaînes de montagnes et de plateaux dont j'ai parlé précédemment.

Leur surface est ondulée et presque nivelée par les alluvions et la terre végétale. La roche trappéenne n'apparaît que de distance en distance, mais elle est maintenant suffisamment explorée par les travaux faits dans les mines. La surface du trapp présente une série d'ondulations dont la pente est d'environ 30° vers le Nord-Ouest et de 60 à 65° vers le Sud-Est; elles sont en général peu étendues en direction et correspondent à des séries presque régulièrement alignées de monticules dont les pentes les plus abruptes, celles exposées au Sud-Ouest, offrent très-fréquemment des stries verticales.

Cette disposition conduit à l'hypothèse de nombreuses failles longitudinales peu étendues[2], imparfaitement connues et dont la continuité sera peut-être démontrée par des études ultérieures.

Dans la partie orientale de la pointe de Keweenaw, les alluvions sont presque partout cachées par la terre végétale, et les premières explorations, antérieures aux travaux dans les mines, avaient fait admettre que les alluvions n'étaient que peu développées. C'est seulement l'année dernière que la véritable disposition du terrain a été bien reconnue. Plusieurs puits de recherches foncés aux environs de Agate-Harbor, dans la zone métallifère du Nord, ont dû traverser 5 à 6 mètres d'alluvions avant d'atteindre la roche trappéenne; la surface du trapp présente des monticules successifs, et tous les creux sont remplis par les alluvions, en sorte que les sommets seuls apparaissent au jour.

1. Le banc de conglomérat sur lequel repose le greenstone a une épaisseur un peu variable, et qui augmente vers l'Est. Elle est de $0^{m},60$ à la mine de Cliff, et dépasse 3 mètres auprès de la mine de Keweenaw-Point, à l'Est de Copper-Harbor.

2. D'après les renseignements qui m'ont été fournis sur l'Ile Royale, les trapps présentent la même disposition et sont coupés par de nombreuses failles longitudinales plongeant vers le Nord-Ouest.

Dans la zone du Sud, les explorations n'ont été faites qu'auprès du greenstone, dans les mines de Keweenaw-Point, Star, Manitou, North-West, North-Western, Central, Cliff, North-American, etc. Par suite cette zone est assez bien connue sur une largeur de quelques centaines de mètres au Sud du greenstone; dans cette partie, le trapp présente bien la même disposition que vers le Nord. Plus au Sud, on a fait des excursions nombreuses, mais très-peu de travaux, et la disposition des bancs de trapp n'est qu'imparfaitement connue.

La surface présente la même allure générale; des ondulations à peu près alignées dont tous les creux sont remplis par des alluvions. Les pentes vers le Nord paraissent plus rapides à mesure qu'on avance vers le Sud, et les pentes exposées au Sud sont évidemment produites par des cassures perpendiculaires aux séparations des bancs. Jusqu'à une certaine distance du greenstone, on distingue encore les diverses variétés de la zone métallifère du Nord, les trapps compactes, grenus, cristallins, amygdaloïdes; plus au Sud, on ne voit plus que du trapp compacte, très-dur, d'une couleur très-foncée. Autant qu'on peut en juger par les sommets des collines de trapp, la roche est toujours divisée en bancs plongeant vers le Nord-Est, séparés de distance en distance par des couches de grès et de conglomérats.

En approchant des Bohemian-Mountains, composées de trapp syénitique, on observe des montagnes plus élevées, des vallées longitudinales plus profondes, et enfin on s'élève au plateau syénitique dans lequel la division en strates est plus difficile à reconnaître.

Les caractères généraux de tous ces terrains de trapps et de conglomérats sont : le parallélisme à peu près absolu de tous les bancs; leur inclinaison vers le Nord-Ouest; leur disposition en monticules alignés; la forte inclinaison de toutes les pentes exposées au Sud-Est, qui leur donne l'aspect de cassures perpendiculaires aux bancs; les failles longitudinales qui répondent à ces cassures sont marquées par des stries verticales, évidentes encore sur les trapps; les stries ont disparu par l'action des agents atmosphériques à la surface des conglomérats.

De l'ensemble de ces faits, il me paraît résulter que la pointe de Keweenaw présente à découvert les tranches successives des bancs de trapps, de conglomérats et de grès, brisés et soulevés par une action qui s'est fait sentir dans la direction des Bohemian-Mountains.

L'analogie d'un certain nombre de roches observées aux environs de Marquette, la présence du jaspe au mont Houghton me portent à voir dans le granite la raison de la fracture et du soulèvement. La principale différence entre les deux localités est que le granite s'est élevé jusqu'au jour en traversant les terrains du côté de Marquette, tandis qu'à la pointe de Keweenaw il

a brisé et soulevé, mais non pas traversé les trapps, les conglomérats et les grès.

Coupe géologique. — Pour rendre plus nette la description des terrains à la pointe de Keweenaw, je vais exposer la coupe géologique (P. XIV, *fig.* 1) que j'ai relevée, en octobre 1855, de la baie de Agate-Harbor au lac la Belle.

Auprès de Agate-Harbor, le rivage est formé par les conglomérats, auxquels succède bientôt la première bande amygdaloïde. Ces deux roches s'élèvent à 40 mètres environ au-dessus du niveau du lac et n'occupent pas une étendue horizontale supérieure à 500 mètres. En avançant plus au Sud, on remarque une dépression sensible à la séparation de l'amygdaloïde et de la grande zone de conglomérat.

Cette dépression répond très-probablement à une faille longitudinale et se trouve maintenant occupée par un petit lac, jadis formé par les castors (le lac Upson), dont l'eau est à peu près à 32 mètres au-dessus du lac Supérieur.

Au Sud du lac Upson, les conglomérats et les grès peuvent être observés sur une distance horizontale d'environ 1,600 mètres. La surface du sol s'élève par gradins successifs jusqu'à la hauteur de 160 mètres vers la limite des conglomérats. On distingue très-bien en plusieurs points les couches de grès violacés, interstratifiés avec les bancs de conglomérats et plongeant au Nord-Ouest avec une parfaite régularité.

La limite des conglomérats répond à une vallée presque parallèle au rivage, très-profonde en plusieurs points, presque insensible dans d'autres.

Au pied de la chaîne des montagnes de conglomérats, les alternances de trapps, de grès et de conglomérats occupent une étendue de plusieurs mètres, et par suite bien moindre que celle constatée plus à l'Ouest par les travaux faits dans la mine de Copperfalls. On avance ensuite sur le trapp de la grande zone métallifère du Nord pendant 1,600 à 1,700 mètres. La surface du sol est ondulée et généralement moins élevée que les sommets des montagnes de conglomérats.

Plusieurs petits lacs se trouvent dans les dépressions, et les alluvions recouvrent en grande partie les trapps. Les hauteurs au-dessus du lac Supérieur varient de 110 à 130 mètres jusque dans le voisinage du greenstone. La zone du Nord est ici représentée par une large vallée très-ondulée, d'environ 1,600 mètres, comprise entre les deux chemins de montagnes, de conglomérat et de greenstone.

Les derniers bancs de trapp compacte s'élèvent assez brusquement jusqu'à 150 et 160 mètres jusqu'aux plateaux du greenstone, dont les points culminants ne dépassent pas la hauteur de 180 mètres. L'escarpement qui limite cette roche vers le Sud n'est pas très-prononcé, mais il est extrêmement

tourmenté. Quand on le suit en direction pendant une certaine distance, on reconnaît des failles transversales nombreuses et rapprochées. Les unes ont produit de faibles dérangements, en hauteur et en direction; les autres, au contraire, répondent à des vallées assez larges, dont les deux côté sprésentent dans l'alignement des différences de 40 et 50 mètres.

Au Sud du greenstone, la surface du terrain est ondulée comme dans la zone du Nord; les alluvions et la terre végétale recouvrent presque partout le trapp; on peut cependant reconnaître assez facilement la disposition des bancs plongeant au Nord, et présentant vers le Sud des cassures assez nettes avec des traces de glissement. Le ruisseau nommé le *Little-Montreal-River*, coule à peu près au milieu de la zone métallifère du Sud, dont il marque la plus forte dépression; sa distance au greenstone est d'environ 1,700 mètres; sa hauteur audessus du lac Supérieur ne dépasse pas 110 mètres. Au Nord de ce torrent, on peut distinguer les différentes variétés de trapp; mais au Sud et jusqu'aux montagnes syénitiques, on ne voit plus que du trapp compacte, très-dur, fréquemment d'une couleur violacée. La surface du sol est d'abord assez unie; elle présente ensuite des ondulations de plus en plus marquées à mesure qu'on approche des Bohemian-Mountains.

La disposition en bancs plus ou moins réguliers plongeant vers le Nord, la présence du conglomérat et du grès en couches minces, peuvent être encore assez nettement constatées, bien que l'on n'ait fait de ce côté aucun travail d'exploration.

L'angle d'inclinaison vers le Nord des bancs de trapps paraît augmenter à mesure qu'on avance vers le Sud, les deux pentes de chaque montagne sont à peu près égales, et celles exposées au Sud paraissent toujours résulter de cassures à peu près normales aux différents bancs.

Avant d'arriver aux Bohemian-Mountains, on doit traverser trois chaînes irrégulières formées de trapp compacte, à peu près parallèles à la grande chaîne du Sud.

J'ai marqué sur la coupe les deux couches de conglomérat, dont j'ai pu déterminer la position avec quelque exactitude. Il en existe probablement plusieurs autres, car on voit en plusieurs endroits des fragments épars de grès et de conglomérat; mais la terre végétale et les alluvions empêchent de distinguer leur véritable position.

La distance du greenstone au trapp syénitique, c'est-à-dire la largeur de la vallée qui répond à la zone métallifère du Sud, est d'environ 3,700 mètres.

Les *Bohemian-Mountains* qui limitent vers le Sud la formation trappéenne, présentent un plateau peu étendu terminé par un escarpement, dont la hauteur au-dessus du *lac la Belle* atteint 200 mètres en plusieurs points. On distingue aisément, dans le trapp syénitique qui compose ces montagnes, les

cristaux de feldspath et d'amphibole verte, mélangés par place avec de la chlorite. La couleur de la roche dans les cassures fraîches est principalement verte ; à la surface, au contraire, la roche, altérée par les agents atmosphériques sur une très-faible épaisseur, présente une couleur rosée.

La division en bancs plus ou moins réguliers n'est évidente que dans les travaux de l'ancienne compagnie du lac la Belle. Ces bancs sont inclinés vers le Nord-Ouest sous un angle de 65 à 70°.

L'escarpement que ces montagnes présentent vers le Sud a une inclinaison de 25 à 30°, et paraît encore répondre à une faille considérable, à peu près normale aux bancs du trapp syénitique.

Dans l'ancienne galerie d'écoulement de la mine, dont l'orifice est à une faible hauteur au-dessus du lac la Belle, on a traversé un banc très-puissant de trapp noir, schisteux ou compacte, décrit par MM. Foster et Whitney comme trapp chloritique. Il est inférieur à la syénite et se retrouve dans la même position dans toute la partie explorée de la contrée. J'ai constaté son existence à la mine Fulton, à l'Est du lac Portage, et à la mine Windsor, à l'Ouest d'Ontonagon. Les parties compactes présentent une certaine résistance aux agents atmosphériques, mais les couches schisteuses tombent en petits fragments après quelques mois d'exposition à l'air.

Au lac la Belle, on ne peut pas voir quelle est la position de cette variété curieuse dans l'ensemble de la formation trappéenne, mais à la mine Fulton et dans l'Ouest, on peut aisément se convaincre qu'elle n'est pas la couche inférieure de la formation [1].

Les bords du lac la Belle sont formés par les grès, dont les couches, brisées et bouleversées en plusieurs points, plongent vers le Sud-Est, au contact de la syénite.

Du sommet des montagnes syénitiques, on peut prendre une idée bien nette de la contrée. A l'Est on peut suivre les escarpements composés de syénite jusqu'au mont Houghton, élevé de 260 mètres, et formé de jaspe identique avec celui qui existe en abondance dans le massif de roches métamorphiques de Marquette.

Vers l'Ouest, on voit les grès s'élever progressivement sur la syénite et leurs couches prendre une inclinaison plus régulière et plus marquée vers le Sud. On distingue très-bien à l'horizon la fin des escarpements syénitiques et leur remplacement par les grès qui forment des pentes de 25 à 30°.

1. Cette excursion au lac la Belle m'a permis, comme on vient de le voir, de rectifier les renseignements qui m'avaient été fournis pendant mon premier voyage. Il n'existe aucune trace de trapp plongeant vers le Sud : tous les bancs venant affleurer au jour pendent vers le Nord-Ouest, et le grès seul présente une inclinaison contraire.

La partie pittoresque du panorama est complétée par la vue du lac la Belle, et les ruines des établissements fondés il y a peu d'années, abandonnés après une dépense considérable, parce que les travaux n'ont rencontré dans les filons que des cuivres gris, sans valeur en présence des masses de cuivre natif reconnues à la mine de Cliff.

Les filons explorés auprès du lac la Belle sont presque certainement les mêmes que ceux reconnus plus au Nord dans les deux zones métallifères, et dans les conglomérats qui forment la côte, à l'Est de Agate-Harbor.

Région du lac Portage. — La disposition générale des roches trappéennes à la pointe de Keweenaw se modifie beaucoup à une faible distance de la mine de Cliff. Quand on avance vers l'Ouest, on voit disparaître assez brusquement les escarpements du greenstone, à peu près au point où les montagnes syénitiques cessent de présenter des escarpements élevés.

Les vallées transversales sont moins nombreuses, et la surface de la formation est assez régulièrement ondulée; on peut distinguer plusieurs chaînes de montagnes, à peu près parallèles, qui courent d'abord N. 30° à 35° E : elles sont déviées dans le voisinage immédiat du lac Portage, et prennent la direction N. 35° E. Les pentes exposées au Nord-Ouest sont très-roides, et dans les parties non recouvertes par les alluvions l'angle d'inclinaison approche beaucoup de 60°. Les versants exposés au Sud-Est n'offrent qu'une inclinaison bien moindre, de 35° à 40° , et paraissent encore provenir de cassures à peu près normales aux bancs.

Au Nord, les trapps sont recouverts par les conglomérats et par les grès, en bancs et en couches plongeant au Nord-Ouest parallèlement aux trapps sous des angles de 45 à 55°.

Au Sud, les grès s'élèvent jusqu'aux sommets des plateaux et se présentent en couches inclinées vers le Sud-Est, sous des angles variables de 25 à 35°.

Les alluvions couvrent toute la contrée, et permettent seulement de reconnaître à peu près la nature et la disposition des roches. On n'a pu faire jusqu'à présent qu'un très-petit nombre d'explorations; les travaux de mines ne sont un peu importants que dans le voisinage immédiat du lac Portage : aussi la disposition des terrains n'est-elle bien connue qu'à une faible distance des rives de ce lac.

A l'Est, le trapp présente encore les différentes variétés reconnues à la pointe de Keweenaw, la même disposition en bancs assez réguliers, séparés de distance en distance par des couches minces de conglomérats et de grès.

On peut cependant signaler une différence dans la composition chimique des roches; plusieurs bancs de trapp contiennent une proportion notable d'épidote, minéral très-rare dans le trapps de la pointe de Keweenaw.

L'amygdaloïde paraît plus développée et se présente en bancs plus puissants.

Vers le Sud, auprès de la limite du grès, on voit une série de roches de trapp compacte, de trapp schisteux, presque asbestoïde, se délitant assez facilement à l'air, d'une couleur très-foncée, presque noire. On les distingue très-bien dans les travaux de la mine Fulton, et je pense qu'on doit les assimiler aux bancs analogues constatés au pied des Bohemian-Mountains, par les travaux de la compagnie du lac la Belle.

A la mine Fulton, les trapps compactes s'étendent même à une petite distance au Sud de ces bancs schisteux; ce qui démontre que ces derniers ne sont pas tout à fait à la base de la formation trappéenne.

Les grès présentent des deux côtés du trapp, sous des inclinaisons contraires, la même succession de couches. Ainsi, en allant de la mine Fulton au *Torch-Lake*, on rencontre d'abord les grès rouges violacés, puis des grès bariolés rouges et blancs, et enfin des grès blancs à pâte calcaire. Toutes les couches plongent vers le Sud-Est, et par suite les grès blancs sont à la partie supérieure de la formation. De même, en allant vers le Nord-Ouest, on traverse d'abord les conglomérats, dont la puissance paraît bien moindre que dans les environs de Eagle-Harbor; ensuite on trouve les grès rouges, puis les grès bariolés, et enfin les grès blancs, en couches plongeant vers le Nord-Ouest.

Il y a donc la symétrie la plus complète dans les deux zones de grès qui recouvrent les trapps : l'une, celle du Nord, en stratification concordante; l'autre, celle du Sud, en stratification complétement discordante.

A l'Ouest du lac Portage, le terrain métallifère est assez bien exploré depuis un petit nombre d'années, par suite des travaux faits dans les mines, île Royale, Portage, Huron, etc. La disposition est tout à fait la même que celle de la partie située à l'Est.

La direction des bancs de trapp est encore N. 35° E; plus à l'Ouest, elle devient N. 45 à 50° E., et change de nouveau dans la contrée d'Ontonagon.

Au Nord, les trapps sont recouverts en stratification concordante par les conglomérats et par les grès. Au Sud, les grès plongent vers le Sud-Est.

Le lac Portage est évidemment dû à une faille transversale qui a produit un rejet notable en direction, et un abaissement sensible de la partie occidentale du terrain. Aux bords mêmes du lac, on peut évaluer la différence de niveau à une dizaine de mètres.

Je dois signaler ici un phénomène assez singulier : les montagnes qui bordent le lac Portage dans la zone de trapp sont des deux côtés à pentes très-rapides; au Nord-Est, les alluvions commencent au niveau du lac et couvrent toute la

contrée; au Sud-Ouest, on ne voit pas d'alluvions sur les pentes, on ne retrouve qu'à une certaine distance à l'Ouest dans le fond des vallées.

Comme les deux rives du lac sont extrêmement rapprochées, il n'est pas possible de supposer que les alluvions se sont déposées d'un côté seulement; elles ont dû être enlevées sur la rive Sud-Ouest par une action dont il est difficile de reconnaître maintenant la nature.

Région d'Ontonagon. — La formation trappéenne paraît conserver la même disposition générale à une grande distance du lac Portage, et même l'Ouest du comté d'Ontonagon. La direction des bancs est peu variable jusqu'aux principales mines de la contrée, Minnesota, Rokland, etc.; mais un peu plus loin, vers l'Ouest, elle fait un angle plus grand avec le méridien. L'inclinaison est toujours vers le Nord-Ouest, et l'angle ne s'éloigne pas beaucoup de 60°. Du côté du Nord, les trapps sont recouverts par les conglomérats et par les grès, qui paraissent être en stratification concordante avec les bancs de trapps. Au Sud, les grès plongent en sens opposé.

Dans la partie de la contrée dans laquelle les mines sont principalement exploitées, c'est-à-dire depuis Shawmut, à l'Est, jusqu'à Norwich, Ohio et Trap-Rock, à l'Ouest, la formation trappéenne présente trois chaînes de montagnes à peu près parallèles, dont la continuité est interrompue par de nombreuses failles transversales.

Les failles ont produit des dérangements considérables dans les alignements, et les trois chaînes paraissent composées de montagnes isolées, à peu près elliptiques, dont on ne peut pas toujours reconnaître la position réelle.

Les pentes sont très-rapides vers le Nord dans toutes les parties que ne recouvrent pas les alluvions; l'inclinaison est celle des bancs de trapps, 60 à 65° au N.-O. Vers le Sud, les pentes sont moins fortes, et là encore à peu près normales aux bancs.

Cette disposition est analogue à celle que présentent les trapps à la pointe de Keweenaw; l'aspect est différent, en ce que les escarpements se trouvent au Nord; mais la différence n'est qu'apparente; elle résulte d'une plus forte inclinaison des bancs de trapps.

Du côté des mines Norwich, Ohio and Trap-Rock, la surface du sol est beaucoup plus accidentée que dans les environs de Minnesota. Les montagnes sont beaucoup plus élevées, les vallées plus profondes et plus larges, et les alluvions moins développées. D'après les indications qui m'ont été fournies, cette disposition se continue à une grande distance à l'Ouest.

Dans toute la région d'Ontonagon, voisine de Minnesota, le trapp se présente principalement sous les variétés compactes et amygdaloïdes : l'épidote verte est très-abondante, surtout dans la variété amygdaloïde et dans le voisi-

nage des filons. Vers l'Ouest, au contraire, la variété compacte est dominante, et l'épidote verte ne se présente plus que comme partie constituante des filons.

Les trapps des Porcupine-Mountains paraissent avoir la plus grande analogie avec ceux de la pointe de Keweenaw; mais je dois m'abstenir d'en parler, parce que je n'ai pas eu occasion de visiter cette partie de la contrée.

§ IV. — *Du granite et des terrains métamorphiques.*

Le granite et les terrains métamorphiques occupent une immense étendue dans la région du lac Supérieur, principalement au Nord et à l'Est dans les possessions anglaises. Dans la partie américaine, ces roches se présentent depuis les bords du lac au Nord de Marquette jusque bien loin vers l'Ouest, dans l'État de Wisconsin. Dans ce massif, orienté presque de l'Est à l'Ouest, on peut distinguer le granite, la syénite, le gneiss, les micaschistes, les talcschistes, les schistes chloritiques et amphiboliques, des bancs de quartz et des couches de calcaires plus ou moins cristallins, les schistes argileux et différentes variétés de trapp.

GRANITE. — Le granite n'a pas une composition constante; tantôt il renferme les trois éléments : quartz, feldspath, mica (ces deux derniers bien nettement cristallisés), dans des proportions comparables; tantôt, au contraire, le mica manque presque complétement, ou bien se trouve remplacé par de la chlorite et par de l'amphibole; dans d'autres parties, le quartz est peu abondant, le feldspath est rose et le mica devient minéral accidentel, tandis que l'amphibole hornblende est prédominante; la roche est alors une véritable syénite tout à fait pareille à celle qui constitue les Bohemian-Mountains, au Sud de la pointe de Keweenaw.

Le granite, avec ces variations nombreuses, se présente en montagnes assez élevées, à formes arrondies, ou bien en montagnes terminées en pentes douces et arrondies vers le Nord, limitées au Sud par des escarpements. Toutes sont orientées à peu près de l'Est à l'Ouest, soit de l'E. 20° N. à l'O. 20° S.

L'ensemble de ces montagnes forme deux massifs distincts, qui peuvent être caractérisés par les noms de massif du Nord, massif du Sud. Il s'avance vers l'Est jusqu'au bord du lac recouvert par les schistes métamorphiques et ceux-ci par les grès. L'interposition des schistes entre le granite et les grès n'est pas évidente dans toutes les parties explorées, mais elle a été bien nettement constatée en plusieurs points.

Assez resserrée près du rivage, la largeur du massif granitique augmente

beaucoup vers l'Ouest; elle dépasse 48 kilomètres auprès du lac Machigamig. Plus loin vers l'Ouest, le massif se contracte beaucoup et se termine en pointe vers les sources de la Surgeon-River, à 80 kilomètres environ du rivage.

Les montagnes granitiques de cette partie de la contrée sont nommées les *Huron-Mountains*; leur élévation est extrêmement variable : elle atteint son maximum (400 mètres) à une faible distance au Sud de la baie de Keweenaw.

Le massif du Sud est séparé de celui du Nord par un espace de 24 à 25 kilomètres, dans lequel on observe principalement les roches métamorphiques s'appuyant des deux côtés sur le granite.

Les montagnes dont l'ensemble constitue le massif du Sud sont à peu près parallèles à celles du Nord, c'est-à-dire sensiblement orientées de l'Est à l'Ouest; mais en général elles sont moins élevées; leurs sommets ne dépassent pas la hauteur de 300 mètres au-dessus du lac Supérieur. Elles occupent un espace relativement très-restreint et sont recouvertes par les terrains métamorphiques à moins de 50 kilomètres du lac. Au Sud, les grès s'avancent jusqu'au granite, et la relation des deux terrains n'a pas encore été convenablement étudiée. La contrée est beaucoup trop sauvage, sa distance aux habitations est trop grande pour qu'on ait pu faire des explorations suffisantes.

A l'Ouest, le granite reparaît en montagnes perçant les terrains métamorphiques dans le comté d'Ontonagon et s'avance dans l'État de Wisconsin, avec la même orientation de l'Est à l'Ouest. Dans le massif du Sud comme dans le comté d'Ontonagon, le granite contient très-peu de mica, souvent même la proportion du quartz est assez faible et la roche est presque exclusivement feldspathique; les montagnes sont peu élevées au-dessus des vallées et sont fréquemment à pentes très-roides : du côté du Sud, les escarpements sont peut-être plus prononcés que vers le Nord.

Les alluvions recouvrent en partie les terrains, à peu près comme à la pointe de Keweenaw, et le granite présente fréquemment du côté du Nord des stries presque parallèles qui sont rapportées à la période erratique.

Les principales explorations de la région granitique ont été faites par M. S.-W. Hill, ingénieur et géologue distingué, qui réside au lac Supérieur depuis les premières entreprises de mines. D'après ses indications, les montagnes granitiques sont fréquemment flanquées des deux côtés par du gneiss, de la syénite, du jaspe et ensuite par des schistes plus ou moins métamorphiques, en sorte que les deux massifs du Nord et du Sud, et les montagnes granitiques de l'Ontonagon, sont loin d'être composés seulement de granite. Cette roche n'a traversé les terrains métamorphiques qu'en un certain nombre

de points; elle a partout déterminé la configuration du sol et se trouve certainement à une faible distance de la surface dans plusieurs des parties les plus élevées de la région spécialement métamorphique.

Roches métamorphiques. — Cette région paraît assez bouleversée, mais cependant présente encore la même disposition que les massifs granitiques, c'est-à-dire des montagnes très-élevées, presque parallèles, orientées dans leur ensemble de l'Est à l'Ouest.

Les schistes micacés et talqueux, passant aux schistes argileux, peuvent être observés en zones puissantes, formant des montagnes élevées; les sommets sont toujours composés de micaschistes et de schistes talqueux, les schistes argileux n'existant que dans les vallées.

En plusieurs points on observe des alternances de schistes talqueux et de schistes amphiboliques analogues à ceux qu'on a constatés dans les deux massifs granitiques au contact de la syénite. Les schistes amphiboliques alternent parfois avec des bancs de trapp, présentant la même orientation et provenant certainement, comme les schistes cristallins, du métamorphisme de roches stratifiées argileuses et ferrugineuses.

On a constaté dans la même région des bancs de quartz et de feldspath analogues à ceux qui constituent le mont Houghton, à la pointe de Keweenaw, des couches de calcaire saccharoïde et même plusieurs zones d'une roche cristalline pareille au greenstone, présentant comme lui des escarpements élevés du côté du Sud.

Minerais de fer. — Les minerais de fer, en masses considérables, se trouvent en plusieurs endroits dans les terrains métamorphiques; ils sont en relation avec des zones de schistes amphiboliques, orientées de l'Est à l'Ouest et fortement imprégnées d'oxydes de fer.

Ces minerais présentent des variations considérables dans leur richesse : on connaît déjà des bancs puissants de fer oligiste, mélangé d'une faible proportion de fer oxydulé, ne renfermant que deux à trois centièmes d'une gangue amphibolique, tandis que des parties très-voisines renferment une proportion très-forte de cette même roche siliceuse et ne rendent pas plus de 30 à 35 p. 100 de fonte à l'essai.

Dans la partie la plus anciennement explorée, la mine Jackson, les minerais de fer sont accompagnés par des trapps, des schistes talqueux et des schistes amphiboliques, dans lesquels on distingue encore la stratification primitive; au Nord et au Sud des bancs de conglomérats quartzeux, imprégnés de minerais de fer, semblent limiter la région minérale.

Les galets des conglomérats appartiennent à toutes les roches connues dans la contrée, y compris les minerais de fer; la pâte ferrugineuse semble

prouver que l'action qui a produit les masses mêmes de minerais s'est renouvelée à des époques très-éloignées.

Les minerais de fer forment des montagnes très-élevées, de 300 à 400 mètres, au-dessus du lac Supérieur, et orientées comme toutes celles de la contrée, à peu près de l'Est à l'Ouest. Les gisements principaux explorés jusqu'à présent sont à une assez grande distance du rivage, mais la pente du terrain rend les transports faciles, et déjà un chemin de fer est établi entre les mines les plus importantes et le port de Marquette.

Les renseignements qui précèdent sont certainement très-incomplets, et on ne doit pas espérer que les relations des roches diverses qui constituent le massif granitique et métamorphique soient éclaircies avant plusieurs années.

Les explorations géologiques suivront nécessairement la construction du chemin de fer de Chicago à Marquette et la mise en exploitation des mines importantes que renferme la contrée.

Je peux cependant faire ressortir dès à présent un fait géologique de la plus haute importance : le trapp associé aux schistes amphiboliques est tout à fait analogue aux roches trappéennes de la pointe de Keweenaw; il est traversé comme elles par des filons contenant du cuivre et de l'argent natifs. Il me semble difficile de ne pas reconnaître l'identité de composition et de formation des trapps dans les deux régions. Dans celle des minerais de fer, les trapps présentent en plusieurs points un passage gradué aux schistes amphiboliques; ils ont été produits évidemment par la même action métamorphique et ne sont pas des roches ignées.

D'un autre côté, dans les *Huron-Mountains*, on voit le granite accompagné de syénite, et cette dernière roche recouverte par des schistes amphiboliques passant progressivement à des schistes moins cristallins. De ces faits résulte une grande analogie entre la succession des roches à la pointe de Keweenaw et celle que présente le massif granitique. La différence entre les trapps et les schistes amphiboliques peut être expliquée par une différence de composition chimique des roches stratifiées soumises plus tard à une action métamorphique.

§ V. — *Des filons, des fentes, des failles dans la région des minerais de cuivre.*

Des gisements de cuivre. — Dans mon premier mémoire, j'ai donné une description détaillée des filons de la pointe de Keweenaw et des gisements cuprifères de l'Ontonagon; mais n'ayant pas visité en 1854 les exploitations du lac Portage, je n'ai pu écrire sur les gisements de ce district que des indi-

cations incomplètes, basées sur les renseignements qui m'avaient été fournis par M. Stevens. J'ai eu l'occasion de visiter les travaux exécutés sur les deux rives du lac Portage, dans mon voyage de 1855, et je suis en mesure de donner sur ces gisements quelques détails certains.

Je rappellerai brièvement les dispositions générales des filons à la pointe de Keweenaw et dans l'Ontonagon, afin de mieux faire ressortir la relation des gisements métallifères du lac Portage avec ceux des autres parties du lac Supérieur.

Gites métallifères de la pointe de Keweenaw. — Le cuivre se trouve presque exclusivement dans des filons parfaitement caractérisés, dirigés à peu près normalement à la direction des bancs de trapps et de conglomérats. Plusieurs d'entre eux ont été suivis depuis le bord du lac, au Nord, jusque dans les grès qui viennent au Sud s'appuyer sur les montagnes syénitiques : ils traversent tous les terrains, grès, conglomérats, trapp et syénite. La plupart des filons reconnus n'ont été bien explorés que sur une très-faible longueur en direction, et pour cette raison seule ne sont pas encore considérés comme traversant tous les terrains.

Presque tous les filons sont verticaux ou du moins font un angle très-grand avec l'horizon, et tous répondent à des rejets plus ou moins considérables des terrains encaissants, tant en direction qu'en hauteur. Ce sont de véritables failles transversales, remplies ultérieurement par des matières minérales. Elles ne diffèrent que par le remplissage d'un nombre considérable de failles et de fentes également presque normales à la direction des bancs, et qu ont influé d'une manière remarquable sur la configuration de la pointe de Keweenaw.

Les filons contiennent des matières extrêmement variées; leur nature, proportion et l'état chimique du cuivre, aussi bien que la puissance et la division en veines et veinules, dépendent en grande partie de la roche encaissante.

Les filons contiennent : du quartz, de la chlorite, du calcaire spathique, une matière feldspathique, de l'épidote, de la laumonite et diverses variétés de zéolithes. Ces substances sont tantôt en masses ou en zones, tantôt seulement comme minéraux accidentels; très-fréquemment le corps des filons contient des fragments de toute grosseur de la roche encaissante, et présente l'apparence d'une brèche extrêmement curieuse. Le cuivre, associé quelquefois avec de l'argent natif, est ordinairement disséminé dans les gangues en grains très-fins, en feuillets ou en lames irrégulières, plus rarement en masses de dimensions colossales dans un très-petit nombre de filons.

Dans les conglomérats, la gangue est presque exclusivement calcaire, et le cuivre se présente à l'état natif ou à l'état d'oxyde noir cristallin et de silicate

hydraté. Dans cette roche, les filons n'ont pas encore été riches en cuivre, et toutes les explorations commencées dans les conglomérats ont été abandonnées promptement. J'ai suivi très-attentivement plusieurs affleurements calcaires dans la grande zone de conglomérats, sans pouvoir distinguer une seule mouche cuivreuse. Les petites masses de cuivre qui ont été signalées dans cette roche sont extrêmement voisines de la bande amygdaloïde des bords du lac, et paraissent dues à l'influence immédiate du trapp.

Les filons sont du reste très-nettement encaissés dans les conglomérats et ne présentent que rarement plusieurs veines distinctes.

Dans les grès, les filons sont divisés en un grand nombre de veinules remplies par du quartz et du calcaire, mais ne contenant pas de cuivre. On les considère généralement comme tout à fait stériles dans les grès et comme ne se prolongeant pas à une grande distance dans cette roche. Je n'ai pu examiner aucune exploration faite dans les grès, et par suite je dois me borner à l'énoncé de cette opinion défavorable, partagée par tous les ingénieurs du lac Supérieur.

A la limite des conglomérats et de la première zone amygdaloïde du Nord, les filons sont divisés en un très-grand nombre de veinules, séparées en faisceaux plus ou moins écartés les uns des autres. Ainsi dans la baie d'Agate, les bancs d'amygdaloïde contenant de l'agate présentent plusieurs séries de veinules disposées en éventail, se réunissant progressivement vers le Sud, de manière à former des filons bien encaissés dans le conglomérat et dans les deux zones métallifères. Pour plusieurs filons cependant, on peut distinguer dans l'amygdaloïde la veine principale, à laquelle se rattachent les veinules détachées.

La matière de remplissage est principalement quartzeuse et renferme souvent du cuivre natif en proportion exploitable. La position de l'amygdaloïde sur les bords du lac et le pendage des bancs vers le Nord, son peu d'élévation audessus du niveau du lac, sont des conditions défavorables, et jusqu'à présent les explorations faites dans ce terrain n'ont pas donné lieu à des exploitations productives.

Auprès de Eagle-Harbor, on a mis en exploitation à diverses reprises un filon de laumonite et de calcaire contenant un peu de cuivre natif; mais on a dû abandonner, soit par suite du peu de richesse du filon, soit en raison de la nécessité de pousser immédiatement les travaux sous les eaux du lac. Quoi qu'il en soit, ce filon de laumonite est le seul qui ait été reconnu jusqu'ici au lac Supérieur. A l'Est du phare de Copper-Harbor, le filon de Clarke se présente assez bien encaissé dans la même zone amygdaloïde; il contient beaucoup de calcaire spathique et renferme du cuivre oxydé noir et du silicate de cuivre. Ces deux espèces minérales forment des colonnes peu puis-

santes dans l'amygdaloïde et même dans les parties les plus voisines des conglomérats. La compagnie de Pittsburg and Boston M. Co. les a exploitées avant la découverte du riche filon de Cliff.

Dans les deux zones métallifères du Nord et du Sud, la gangue des filons renferme toujours plusieurs substances : quartz, calcaire, chlorite et même feldspath. L'une ou l'autre est dominante pour un même filon, suivant la texture des bancs de trapp encaissants.

Le quartz domine dans les trapps compactes ; la chlorite est plus abondante dans les bancs amygdaloïdes. La puissance des veines et la disposition des veinules latérales est de même assez variable, mais ce fait est moins étonnant, parce que le mode de cassure des terrains a dû nécessairement varier avec la dureté des bancs.

Les filons contiennent tous une certaine proportion de cuivre natif et même d'argent natif, disséminés en petits grains dans le quartz, la chlorite, etc. Dans un très-petit nombre de filons, on a trouvé des masses de cuivre un peu considérables. La disposition et la nature des gangues sont assez variables dans les différents filons ; cependant il m'est impossible de décrire les caractères auxquels on peut reconnaître les filons riches en cuivre de ceux dont l'exploitation ne saurait donner des bénéfices. En étudiant toutes les exploitations de la pointe de Keweenaw, j'ai pu me faire une opinion presque certaine de l'aspect des filons riches et des filons pauvres, mais elle résulte seulement d'une appréciation personnelle, et n'est pas de nature à être exposée par écrit.

Les ingénieurs qui seront appelés à diriger des travaux au lac Supérieur devront commencer par former leur opinion en visitant toutes les exploitations, en comparant les différents filons dans les mêmes bancs de trapp. Cette difficulté de reconnaître à la disposition des gangues les filons riches des filons pauvres, explique les travaux considérables qui ont été continués pendant plusieurs années dans des filons peu productifs.

Pour tous les filons riches, la distribution du cuivre paraît suivre des règles constantes. Dans les bancs de trapps compactes, le cuivre est peu abondant ; les masses importantes, les gangues fortement imprégnées de cuivre, ne se trouvent que dans les bancs amygdaloïdes, et par suite forment dans les filons des colonnes assez régulières, inclinées vers le Nord sous un angle de 30 à 32°. Cette règle est maintenant admise par tous les ingénieurs du lac ; elle vient de recevoir une consécration nouvelle par les découvertes faites en 1856 dans la mine de South-Cliff. Le filon de Cliff extrêmement riche dans les bancs amygdaloïdes qui sont au pied (et au Sud) du greenstone était peu productif dans le trapp compacte qui succède à l'amygdaloïde, à une plus grande distance du greenstone. On a fait des explorations un peu plus au Sud dans le

même filon et dans une nouvelle zone amygdaloïde, reconnue à la surface, et là le filon a de nouveau présenté de grandes masses de cuivre natif.

Dans le greenstone, les filons se divisent tous en un certain nombre de veines, généralement peu puissantes et très-quartzeuses. Elles contiennent des petits grains de cuivre, mais jusqu'ici on n'a pas rencontré de filon exploitable dans cette roche dioritique. Le riche filon de Cliff paraît lui-même inexploitable.

Ces variations de richesse en cuivre avec la nature des bancs de trapp, est déjà bien sensible aux affleurements; elle est évidente dans les travaux souterrains de toutes les mines. Chaque variété de trapp correspond à un degré particulier de richesse en cuivre des filons; l'amygdaloïde est jusqu'à présent la roche encaissante qui répond à la plus grande richesse.

Dans les trapps très-durs et compactes du Sud, on n'a fait aucune exploration suivie; ces affleurements sont trop fréquemment recouverts par les alluvions et par la terre végétale pour qu'on puisse indiquer la nature des gangues et la disposition du cuivre.

Dans la syénite des Bohemian-Mountains, les filons conservent leur direction, sont assez nettement encaissés, et présentent peut-être une division et un nombre de veines plus grand que dans les trapps compactes. La nature de la gangue est peu différente; c'est encore un mélange de quartz, de calcaire spathique, de chlorite et de fragments anguleux détachés de la roche encaissante. Le cuivre n'est plus à l'état natif, mais à l'état de cuivre gris ou de cuivre panaché, disséminés en mouches ou formant des veinules dont l'épaisseur atteint $0^m,15$. Dans les travaux assez développés qui ont été faits du côté du lac la Belle, on a constaté dans un certain nombre de filons la substitution du cuivre gris au cuivre natif. C'est là un phénomène extrêmement curieux, et dont il faut chercher la cause dans la roche; on peut aisément, en faisant l'excursion d'Agate au lac la Belle, suivre les affleurements d'un même filon. On le voit à Agate s'avancer dans les conglomérats sous les eaux du lac rempli seulement par du calcaire; on le reconnaît plus ou moins métallifère et contenant du cuivre natif dans les différentes zones de trapp, et plus au Sud, dans la syénite, il contient des minerais sulfurés.

Ashbed. — Vers le milieu de la zone métallifère du Nord s'étend un banc de trapp amygdaloïde assez analogue pour sa structure avec la roche qui contient les agates sur le bord du lac, de Copper-Harbor à Eagle-Harbor. Il est criblé de cavités et de fissures remplies à une certaine distance de tous les filons par les minéraux de la gangue et par du cuivre natif. On a commencé son exploration à la mine de Copperfalls, et on l'a reconnu bon à exploiter à des distances des veines différentes, variables avec la richesse de ces veines.

Je ne pense pas que le *Ashbed*, ainsi que l'appellent MM. Foster et Whitney,

soit un filon véritable; il me paraît être seulement, comme je viens de l'indiquer, une couche d'amygdaloïde très-poreuse, dans laquelle les matières des filons ont pénétré. Cependant son exploration est encore trop peu avancée pour qu'on puisse se prononcer avec certitude sur sa nature.

J'ai parlé dans un des précédents paragraphes de la couche mince de conglomérat qui s'étend au-dessous du greenstone, à la limite de la zone métallifère du Sud. Elle est connue dans toute la région de la pointe de Keweenaw, depuis l'extrémité de la pointe jusque bien au delà de Cliff-Mine; on peut même admettre qu'elle se prolonge jusque dans le comté d'Ontonagon et considérer comme son représentant les couches de conglomérat des mines de Minnesota, National, etc. Elle forme un horizon des plus remarquables, parallèle aux bancs de trapp noir et schisteux, qu'on peut suivre depuis les montagnes syénitiques de la Pointe jusqu'aux points explorés le plus à l'Ouest dans l'Ontonagon.

La couche de conglomérats est accompagnée d'un banc très-mince de roche feldspathique, contenant quelques mouches cuivreuses. On ne sait pas encore si le banc se trouve partout avec le conglomérat; on ne l'a constaté qu'auprès de la vallée de Eagle-River, et son exploration n'a paru présenter aucune importance. Il serait possible cependant que la roche feldspathique eût une certaine analogie avec les veines métallifères qui suivent la couche de conglomérat dans les mines de l'Ontonagon.

Le ashbed et cette couche feldspathique sont jusqu'à présent les seules indications de gisements de cuivre natif n'appartenant pas au système des filons transversaux. On peut donc, dans l'état actuel des explorations, avancer que le cuivre natif existe dans toute la pointe de Keweenaw principalement dans des filons coupant tous les terrains sous des angles voisins de 90° et produisant des rejets plus ou moins notables dans les terrains encaissants. Ces filons sont de véritables failles transversales, remplies postérieurement par des matières terreuses et métalliques, qui ont pénétré jusqu'à une certaine distance dans les bancs poreux du trapp amygdaloïde.

Des gisements de cuivre et d'argent natifs dans la contrée d'Ontonagon. — La contrée d'Ontonagon renferme des gisements de cuivre et d'argent natifs peut-être plus riches que ceux de la pointe de Keweenaw, mais présentant une disposition essentiellement différente.

Les filons ne traversent plus normalement les bancs de trapp, mais sont parallèles à leur direction, et les coupent en profondeur sous un angle très-aigu.

Le filon exploité dans les mines National, Minnesota, Rockland, etc., se divise près du jour en plusieurs veines dont les affleurements sont parallèles. L'une d'entre elles est interposée entre un banc de conglomérat et des bancs

de trapp compacte, et paraît être par places extrêmement riche en cuivre et en argent natifs. Ces veines sont réunies par de nombreuses veinules, quelquefois sans importance, quelquefois au contraire contenant des masses considérables de cuivre.

Ce système de veines, qu'on peut nommer le système de Minnesota, s'étend à de grandes distances à l'Est et à l'Ouest, dérangé dans son alignement par un grand nombre de failles transversales, mais conservant toujours sa position relativement aux bancs du trapp et à la couche de conglomérats. Il se trouve à peu près dans la position correspondante à celle du greenstone à la pointe de Keweenaw.

Dans les montagnes trappéennes du Nord et du Sud, on connaît plusieurs systèmes analogues à celui de Minnesota, parallèles à la direction des terrains. Ils sont peut-être moins nettement encaissés; les matières qu'ils contiennent ont pénétré dans plusieurs bancs amygdaloïdes, qui présentent du cuivre natif à une certaine distance des filons. Ces veines sont jusqu'à présent considérées comme moins riches que celles de Minnesota, et ne contiennent que de très-petites masses de cuivre [1]. On pourrait chercher à l'expliquer par la nature amygdaloïde et par suite poreuse des bancs encaissants, dans lesquels une partie du cuivre est disséminée. Cependant cette réputation d'une richesse très-inférieure peut être due à ce que les principaux travaux ont été faits dans les mines exploitant les veines de Minnesota : ces dernières sont presque stériles à certains intervalles, et rien ne démontre que les autres ne possèdent pas également des colonnes métallifères dignes d'être exploitées.

Les veines de l'Ontonagon sont remplies par du quartz, du calcaire spathique, de la chlorite, de l'épidote verte, de la laumonite et par une matière feldspathique rouge, qui paraît provenir de la décomposition de la roche trappéenne. L'épidote verte est bien plus abondante qu'à la pointe de Keweenaw; mélangée avec du calcaire ou avec du quartz, elle remplit souvent presque seule des veines peu métallifères : plusieurs bancs amygdaloïdes en sont fortement imprégnés.

1. Toutes les compagnies de mines de cuivre dans l'Ontonagon cherchent à se placer dans la même position que la mine de Minnesota, et prennent comme horizon la couche de conglomérat qui sert de mur à la veine du Sud de cette mine. Il est cependant impossible de déterminer la position réelle des différentes mines, sans étudier avec attention tous les systèmes des failles transversales qui dérangent les alignements des chaînes de montagnes et des filons. La couche de conglomérat ne peut pas elle-même donner des indications satisfaisantes, parce qu'il existe plusieurs couches analogues séparant des bancs de trapp de nature différente. Le système de filons de Minnesota se trouve dans des bancs presque exclusivement compactes, tandis que les filons situés plus au Sud traversent des roches amygdaloïdes. La nature des trapps est un horizon plus certain pour la position relative des mines différentes que l'existence d'un banc de conglomérat, plus ou moins analogue à celui de Minnesota.

La disposition de ces substances dans les filons est assez analogue à celle que présentent les veines de la pointe de Keweenaw, dans les deux zones métallifères du Nord et du Sud; mais jusqu'ici on n'a pas pu découvrir l'influence de la roche encaissante sur la nature et la disposition des gangues; on ne connaît pas non plus les relations qui doivent exister entre le terrain et la distribution des colonnes métallifères. On sait seulement que la veine au contact du conglomérat (dans le système de Minnesota) contient beaucoup de calcaire spathique, qu'elle renferme par places des masses importantes d'argent natif, et que le cuivre ne se présente presque jamais disséminé en mouches, mais bien plutôt en masses irrégulières, de dimensions souvent considérables.

A cet égard, on manque presque entièrement, dans l'Ontonagon, des renseignements précieux fournis par l'expérience, qui permettent aux exploitants de la pointe de Keweenaw de porter leurs explorations dans les parties où les filons seront probablement plus riches.

Vers l'Ouest du district d'Ontonagon, les veines semblent devenir plus pauvres et plus nombreuses, en conservant assez bien tout l'ensemble de leurs caractères. Une seule mine, celle de Norwich, présente des apparences assez favorables pour qu'on ait intérêt à continuer les explorations; cependant elle n'a produit encore que de la matière à bocarder très-pauvre : les masses de cuivre ne sont pas de grandes dimensions et sont assez rares.

Au Nord-Est de Minnesota, au delà de la vallée de l'Ontonagon, les failles transversales sont trop nombreuses pour qu'on puisse reconnaître la position des différentes mines. De nombreuses explorations ont été faites, des sommes considérables ont été dépensées, et cependant on ne peut citer aucune mine en bonne exploitation. Les filons reconnus dans la chaîne de Minnesota et dans la chaîne du Sud se continuent certainement à l'Est avec leur même allure, mais avec des variations assez grandes dans la richesse en cuivre.

On ne les a pas encore suivies jusqu'au lac Portage, séparé par plus de 40 kilomètres des derniers travaux d'exploration de l'Ontonagon. On peut cependant présumer que dans l'intervalle inexploré de la zone trappéenne les veines des différents systèmes se réunissent progressivement.

Des gisements du cuivre au lac Portage. — La formation trappéenne est coupée par le lac Portage dans la direction E.-O. Les deux rives sont assez rapprochées, et présentent vers le lac des pentes assez fortes; les montagnes situées au Sud s'élèvent à environ 130 mètres, tandis que celles du Nord ne dépassent pas 118 mètres au-dessus du lac. Les travaux d'exploration ont été commencés depuis plusieurs années, mais n'ont pris que tout récemment une importance notable sur la rive méridionale.

Les mines nommées Ile-Royale, Portage, Huron, sont maintenant assez avancées pour qu'on puisse se faire une idée suffisamment exacte de l'allure

des gisements; au Nord, au contraire, les mines Quincy, Pewabic, etc., n'ont encore donné lieu qu'à des explorations insuffisantes. Il est donc nécessaire de distinguer les deux rives du lac; je commencerai par les mines Ile-Royale, Portage, Huron, etc., qui sont les mieux connues.

Les bancs de trapp sont dirigés N. 35° E. à S. 35° O., et plongent vers le Nord-Ouest sous un angle d'environ 60°; on distingue principalement les deux variétés, amygdaloïde et compacte, séparées de distance en distance par des couches minces de grès et de conglomérats. Les gisements de cuivre paraissent être intercalés entre les bancs de trapp, et ceux-ci sont fréquemment brisés et pénétrés par les matières minérales qui accompagnent le cuivre natif. Il en résulte que les gisements exploités présentent presque toujours l'apparence de brèches, dans lesquelles les fragments du trapp sont cimentés par du calcaire spathique, du quartz, de la chlorite, de l'épidote verte, matières minérales qui contiennent du cuivre et de l'argent natifs, en proportion souvent assez forte. Dans les trapps compactes, les fragments de la roche encaissante ne contiennent pas de cuivre; au contraire, dans les bancs amygdaloïdes, les fragments de trapp sont fortement imprégnés de toutes les matières minérales.

Cette disposition générale offre donc une certaine analogie avec celle que présentent les mines de l'Ontonagon. Les gisements doivent être considérés comme des filons intercalés entre les bancs de trapp : la séparation des bancs ne s'est pas faite nettement; le trapp a été cassé et fissuré jusqu'à une certaine distance; les matières minérales ont ensuite rempli toutes les fissures, en produisant des gisements en apparence assez irréguliers. Les exploitants sont dans l'obligation d'abattre une largeur très-variable et souvent fort grande du terrain, ce qui contribuera certainement à élever le prix de revient du cuivre. Les filons sont cependant nettement encaissés, sur une certaine étendue, dans les parties les plus compactes des bancs amygdaloïdes, disposition qui avait fait croire, dans les premiers temps des travaux, que les filons étaient peu continus, et que le cuivre était principalement disséminé dans des bancs amygdaloïdes plus poreux.

Les deux veines principales reconnues jusqu'à présent sont nommées Ile-Royale, et Portage *veins*; elles sont écartées de moins de 100 mètres, et paraissent être réunies par plusieurs veinules transversales; leur puissance varie de 1 mètre dans les parties bien encaissées jusqu'à plus de 12 mètres dans la roche amygdaloïde brisée. Elles contiennent du cuivre natif en petits grains et en masses de faibles dimensions; mais jusqu'ici on n'a pas rencontré de masses comparables à celles de Minnesota. L'argent natif s'est montré en petite quantité auprès de la surface, mélangé avec le cuivre, mais non combiné. Ces deux veines se continuent à une grande distance vers

l'Ouest; leur exploitation est déjà commencée à la mine Huron, et leurs affleurements ont été suivis à plusieurs kilomètres au delà. Il est probable, comme le pensent M. Douglass et plusieurs ingénieurs de la localité, que ces gisements du lac Portage vont se réunir avec ceux de l'Ontonagon. Une couche de conglomérat, voisine du filon de l'Ile-Royale, a même fait supposer l'identité de cette veine avec l'une de celles exploitées à Minnesota. Je n'ai pas besoin de faire observer que cette identité n'est pas du tout certaine; elle ne sera démontrée que dans plusieurs années, quand l'intervalle qui sépare les deux mines aura été convenablement exploré.

Plusieurs veines analogues à celles de Portage et de l'Ile-Royale ont été reconnues dans la même région, et de nombreuses locations ont été prises, soit sur le bord du lac, soit à une certaine distance dans l'intérieur: les travaux les plus sérieux ont été faits par les compagnies Ile-Royale, Portage, Huron. Un puits foncé dans les bancs les plus rapprochés des grès du Sud a rencontré un gisement cuprifère dont le métal est combiné avec l'arsenic.

Les exploitations sont trop peu avancées pour qu'on puisse se prononcer sur la nature du gisement; on peut seulement prévoir une analogie remarquable avec les faits observés dans les montagnes syénitiques de la pointe de Keweenaw, dans lesquelles le cuivre existe à l'état de minerai arsenical.

De l'autre côté du lac, on a fait des explorations sur un certain nombre de veines, sans pousser les travaux avec assez de continuité : les filons paraissent très-importants et très-riches, à en juger du moins par les résultats obtenus, et par les travaux anciens très-développés, dont l'existence est bien constatée.

Dans les locations de Quincy et de Pewabic, on a fait quelques puits sur une veine analogue à celles de Portage et Ile-Royale, disposée comme elles entre deux bancs de trapps, brisés et imprégnés jusqu'à une certaine distance par les matières des filons. La roche encaissante est amygdaloïde au toit comme au mur, et renferme du cuivre bien au delà des parties brisées. Le filon a une puissance variable, généralement comprise entre 2 et 4 mètres; il contient de l'épidote, de la chlorite, du calcaire spathique, du quartz, des fragments de toute dimension de la roche amygdaloïde; il renferme un peu d'argent natif, et du cuivre natif, en grains disséminés dans la gangue et dans la roche, des petites masses de cuivre désignées sous le nom de *Barrelwork*. Dans les parties travaillées par les anciens, et dans lesquelles on a foncé quelques puits, les ouvriers ont trouvé d'assez belles masses de cuivre. La richesse de cette veine paraît au moins aussi grande que celle des filons exploités de l'autre côté du lac Portage, mais les travaux présentent la même difficulté en raison de la puissance du filon et de la présence de gros blocs d'amygdaloïde.

Il est impossible de savoir jusqu'à quelle distance vers le Nord-Est cette veine peut se continuer; on ne la connaît pas à la hauteur de la mine Fulton, et par suite il est probable qu'elle se termine en pointe à un petit nombre de kilomètres du lac Portage.

Le système des filons transversaux de la pointe de Keweenaw commence à se manifester à la location de Quincy; on a reconnu plusieurs veines qui coupent nettement les bancs de trapp. Ainsi, près des maisons d'ouvriers, on voit les affleurements de plusieurs filons nettement encaissés, puissants de $0^m,25$ à $0^m,50$, dirigés N. 3° E. et N. 16° O. Un peu plus loin, sur les montagnes, on a suivi sur une longue distance un autre filon, dirigé N. 17° E., coupant les bancs de trapp sous un angle très-aigu : il est connu sous le nom de *veine de Quincy*, et les premiers propriétaires du terrain en avaient commencé l'exploration par quelques puits peu profonds.

Ce filon a une puissance variable de $0^m,50$ à $0^m,90$; il est séparé de la roche par des salbandes, et présente tout à fait le même aspect que les veines peu métallifères de la pointe de Keweenaw. Les premières explorations ont produit quelques petites masses de cuivre, et de la matière à bocarder imprégnée d'une faible proportion de cuivre natif.

Il y a donc une grande différence entre ces systèmes de filons coupant les bancs de trapp et les veines intercalées entre les bancs : ces dernières paraissent bien plus riches, et c'est par elles qu'il convient de commencer les travaux, bien que l'exploitation présente des difficultés plus grandes.

On a trouvé dans les locations de Quincy et de Pewabic des puits très-nombreux, qui paraissent avoir été faits par les Peaux-Rouges à une époque très-reculée. Ils sont tous sur la veine parallèle aux bancs de trapp, et ceux qu'on a vidés semblent répondre aux parties les plus riches des veines. Les anciens mineurs, très-probablement de la race indienne, connaissaient donc parfaitement la nature des gisements de cuivre et argent. Le meilleur guide pour les exploitants actuels est encore le grand développement des travaux anciens.

La veine de Pewabic contient en assez grande abondance une matière violacée, renfermant du quartz, du feldspath et de l'oxyde de fer; elle ne contient pas de cuivre, mais bien de l'argent natif, en proportion quelquefois assez grande pour mériter l'exploitation. L'argent natif se présente d'ailleurs avec le cuivre natif comme dans la plupart des filons riches du lac Supérieur.

Les mines du lac Portage sont dans des conditions assez bonnes pour les transports. Jusqu'à présent, les grands bâtiments n'ont pas osé se risquer dans le lac Portage : les machines, les approvisionnements, etc., ont été débarqués à l'entrée du lac dans la baie de Keweenaw, et transportés aux établissements sur des bateaux. Une expérience toute récente (1856) a prouvé

que le lac Portage est accessible aux navires d'un tirant d'eau assez fort; on peut prévoir que dans un avenir assez rapproché les transbordements seront évités, et les bâtiments des grands lacs viendront charger et décharger aux quais mêmes des mines.

Considérations générales sur les filons de cuivre. — Les explications que j'ai données dans mon premier mémoire et dans les pages précédentes sur les filons de cuivre et d'argent des trois régions explorées sur la rive américaine du lac Supérieur, me permettent d'émettre une opinion probable sur le mode de formation des gisements.

Dans toute la partie explorée jusqu'à présent, le cuivre et l'argent sont accompagnés par des minéraux bien différents de ceux qui constituent les roches encaissantes, quartz, calcaire spathique, épidote, laumonite, etc., et se trouvent dans des filons véritables; les uns, traversant tous les terrains, sont des failles bien caractérisées, comme à la pointe de Keweenaw; les autres, dans l'Ontonagon et au lac Portage, sont parallèles aux bancs de trapp en direction et ne les coupent que dans la profondeur, ou bien sont intercalées entre des bancs de trapp. Partout on peut reconnaître des cassures bien nettes, dans lesquelles sont renfermés les minéraux et les métaux utiles. La roche encaissante ne contient du cuivre et des minéraux qui l'accompagnent que dans le voisinage immédiat des filons, et là seulement où sa nature amygdaloïde explique aisément la pénétration des matières qui ont rempli les filons. Il est donc certain pour moi que les gisements du cuivre au lac Supérieur sont des fentes ou des failles remplies ultérieurement par des matières minérales. La direction et la disposition des fentes présentent de grandes différences de la pointe de Keweenaw au lac Portage et dans l'Ontonagon; elles ont été certainement produites par les soulèvements qui ont déterminé la configuration de la contrée. Il me paraît difficile de savoir si toutes les fentes se sont produites en même temps, ou si elles sont dues à des soulèvements successifs; mais il n'y a pas le moindre doute pour le remplissage de ces fentes. Les minéraux sont de même nature et disposés de la même manière dans tous les gisements, et certainement le remplissage a été fait en même temps pour toutes les fentes, à la pointe de Keweenaw, au lac Portage et dans l'Ontonagon.

L'époque du remplissage ne saurait être fixée maintenant; elle est postérieure au dépôt des grès, puisque les filons pénètrent jusque dans cette roche; mais on ne peut tirer de ce fait aucune conséquence importante, puisque le dépôt du grès a certainement précédé les soulèvements.

Quant au mode de remplissage, on peut assurer avec certitude que la voie ignée n'a eu aucune part dans la production des filons. L'existence de l'argent

mélangé avec le cuivre[1], soudé mais non combiné avec lui, la présence dans les grandes masses de cuivre de noyaux contenant en même temps quartz, calcaire spathique et chlorite, l'existence du cuivre métallique dans les cristaux de calcaires, sont autant de preuves que le cuivre, l'argent et tous les minéraux ont été déposés par voie humide et en même temps.

On est donc ramené à l'hypothèse de dissolutions minérales contenant des combinaisons de cuivre et d'argent.

La précipitation des métaux doit être attribuée à une action galvanique tout à fait analogue à celle employée dans les ateliers de galvanoplastie. Cette hypothèse est la seule qui puisse rendre compte de l'aspect du cuivre métallique, de sa concentration dans certaines bandes du terrain trappéen, et de son existence à l'état de minerai dans certaines zones moins perméables aux courants électriques. On s'étonnera moins de l'énoncé de cette hypothèse si l'on réfléchit que les bancs de trapp agissent encore maintenant avec beaucoup de force sur l'aiguille aimantée, en produisant des déviations variables à de faibles distances depuis 5 à 6° jusqu'à plus de 90°. D'ailleurs, il est impossible d'imaginer une action différente de celle de la galvanoplastie qui puisse produire des plaquettes de cuivre métallique portant l'empreinte fidèle des stries les plus fines des cristaux calcaires et des parois sur lesquelles elles sont appliquées.

Des failles. — Toutes les formations explorées depuis la pointe de Keweenaw jusqu'à l'état de Wisconsin sont traversées par des failles nombreuses, dont la disposition générale paraît extrêmement curieuse à étudier. Elles n'ont pas encore attiré l'attention des directeurs et ingénieurs des mines du lac Supérieur, et dans mes deux voyages, nécessairement trop rapides, je n'ai pu en reconnaître qu'une partie. Je ne pourrai donc donner que peu de détails sur ce sujet très-important; je pense cependant pouvoir présenter quelques faits intéressants. Je suivrai pour les failles le même ordre que pour les filons, et je considérerai successivement les trois régions principales: la pointe de Keweenaw, le lac Portage et la contrée d'Ontonagon.

Des failles a la pointe de Keweenaw. — On peut distinguer dans cette

1. L'argent est quelquefois séparé du cuivre, soit disséminé dans la chlorite, comme dans la mine Clarke à la pointe de Keweenaw, soit dispersé en particules très fines dans la gangue des filons, comme à la mine Pewabic près du lac Portage : soit même ramifié dans le calcaire spathique comme à Minnesota ; plus ordinairement il se présente sur le cuivre natif en petits grains qui semblent crachés sur le métal; souvent aussi l'argent et le cuivre sont en petites masses et en plaquettes se pénétrant mutuellement; j'ai vu une masse de cuivre qui contenait dans son intérieur un noyau d'argent. De ces apparences, on peut conclure que dans le remplissage des filons par voie humide : 1° l'argent n'a pas été précipité par le cuivre; 2° ces deux métaux ont été déposés par une action analogue et à la même époque.

région deux systèmes de failles : l'un à peu près normal à la direction, l'autre à peu près parallèle et sensiblement perpendiculaire aux bancs eux-mêmes. J'ai déjà désigné le premier système sous le nom de failles transversales et le second sous le nom de failles longitudinales. Ces dernières sont jusqu'à présent peu évidentes, mais leur existence est certaine. Un certain nombre d'entre elles sont visibles en plusieurs points sans qu'il soit possible de les suivre à de grandes distances, à cause des alluvions et de la terre végétale qui recouvrent les roches sur une grande épaisseur.

Failles longitudinales. — Entre les baies de Copper et Agate-Harbor, vers la limite de la première zone de trapp amygdaloïde, j'ai pu constater une faille longitudinale assez mal caractérisée; vers le Sud et à une faible distance, le bouleversement longitudinal des terrains est indiqué par une série de petits lacs qui s'étendent tous parallèlement au rivage. Son étude est impossible dans l'état actuel des travaux, mais il importe de signaler son existence aux ingénieurs des différentes locations des bords du lac : elle permettra de connaître la relation de la bande amygdaloïde avec la grande zone métallifère du Nord. Il me paraît très-probable que cette faille a relevé et amené au jour une partie de la zone de trapp située au Nord du greenstone.

Dans les conglomérats et dans les deux zones métallifères, on distingue encore un certain nombre de failles longitudinales, indiquées par des stries verticales sur les pentes les plus abruptes des montagnes. Aucune d'elles ne paraît avoir une importance comparable à celle de la première que j'ai signalée. Elles ont certainement contribué à faire paraître beaucoup plus étendue la formation de trapps et de conglomérats. En raison de leur existence, je pense maintenant qu'il n'est pas possible d'évaluer la puissance des conglomérats et des trapps d'après l'étendue horizontale qu'ils occupent et l'inclinaison des bancs.

Au sud des *Bohemian-Mountains*, composées principalement de syénite, on peut constater la faille la plus importante de toute la pointe de Keweenaw; elle est bien à découvert depuis l'extrémité orientale de la Pointe jusqu'au lac Gratiot; plus à l'Ouest, elle est en partie cachée en raison de la position des grès sur le trapp. Sa direction est à peu près E. 10° N. à O. 10° S.; elle est presque verticale avec une légère inclinaison vers le Sud. La formation trappéenne qui est au Nord de cette faille a été soulevée, vers l'Est de la pointe de Keweenaw, à une grande hauteur relativement aux grès qui se trouvent au Sud. Les grès s'appuyant sur le trapp ne s'élèvent que d'un petit nombre de mètres au-dessus des eaux du lac vers les montagnes syénitiques du lac la Belle, tandis que leurs couches plongeant vers le Sud s'élèvent progressivement vers l'Ouest jusqu'aux sommets des plateaux de la formation trappéenne. Leurs couches sont à peu près horizontales à une faible distance, et la sépa-

ration des pentes inclinées vers le Sud et des parties horizontales est marquée par une série de cassures remplies maintenant par des lacs, depuis le lac la Belle jusqu'au lac Portage.

Cette disposition extrêmement curieuse ne permet pas d'admettre que le grès a été déposé en couches horizontales. Il a cédé partiellement à l'effet du soulèvement qui a mis en évidence les tranches successives des trapps et des conglomérats.

L'escarpement que le greenstone présente vers le Sud n'est pas dû à une faille, car les bancs de trapp amygdaloïde de la zone métallifère du Sud, inférieurs à ceux du greenstone, ne présentent pas la plus faible différence dans leur stratification; l'escarpement, très-variable, du reste, ne représente que la tranche des bancs brisés par le soulèvement.

Failles transversales. — Les failles transversales sont extrêmement nombreuses et quelquefois tellement rapprochées qu'elles donnent aux bancs de trapp un aspect presque colonnaire. Cet effet se remarque principalement au greenstone, près de la mine de Cliff, près de celle North-Western et en plusieurs autres points. Dans ces conditions, ce ne sont plus de véritables failles, mais seulement des fentes très-voisines qui ne donnent pas lieu à des rejets sensibles.

Les failles principales produisent dans toutes les formations des vallées plus ou moins profondes, dont les côtés présentent des différences notables de niveau et d'alignement. Quand on observe la contrée des points les plus élevés, par exemple, des montagnes de conglomérats à l'Est de Copper-Harbor, on peut suivre les failles dans le trapp, dans le greenstone et jusque dans les montagnes syénitiques, par les vallées qu'elles ont produites.

Dans la planche jointe à mon mémoire, j'ai tracé plusieurs des failles les plus voisines de Copper-Harbor dont j'ai relevé la position à peu près exacte avec M. Stevens (P. XIV, *fig.* 2).

Les rejets principaux ont pour effet d'avancer la partie orientale vers le Sud; dans mes excursions jusqu'à la mine de Keweenaw-Point, à plus de 10 kilomètres à l'Est de Copper-Harbor, j'ai remarqué un assez grand nombre de failles qui presque toutes produisent des rejets dans le même sens. De cette disposition générale résulte un fait géologique extrêmement curieux. L'extrémité orientale de la pointe de Keweenaw présente à très-peu près la direction E.-O., tandis que les bancs de trapps et conglomérats sont dirigés de E. 10° à 15° N. à O. 10° à 15° S. La différence de ces deux directions est produite par les rejets successifs vers le Sud. Le rivage devait présenter, avant l'action destructive des agents atmosphériques et des eaux du lac, des dentelures disposées en gradins irréguliers.

A mesure qu'on avance à l'Ouest vers Eagle-River, les failles sont plus

espacées et les rejets n'ont plus lieu tous dans le même sens; les vallées produites sont plus larges et plus profondes. Ainsi la vallée d'Eagle-River laisse couler vers le Nord, à travers le greenstone, les eaux de la zone métallifère du Sud.

D'après les renseignements qui m'ont été fournis, les failles transversales seraient assez peu nombreuses entre Eagle-River et le lac Portage.

Des failles au lac Portage. — Le lac Portage est une faille énorme qui traverse les grès du Sud, les trapps, les conglomérats et les grès du Nord. Il donne à la pointe de Keweenaw l'aspect d'une presqu'île : en hauteur, la différence de niveau des deux côtés du lac est assez faible, et le rejet en direction n'a pas été suffisamment bien constaté. Cependant on peut en avoir une idée en examinant les cartes; elles indiquent que la partie Nord-Est a été rejetée vers le Nord de plusieurs centaines de mètres. La même indication est fournie par les positions occupées, d'un côté par les filons exploités dans les concessions Ile-Royale, Portage, Huron, etc., et de l'autre côté par la veine reconnue dans les locations Quincy et Pewabic. L'ouverture de la faille est très-grande vers le Sud dans les grès; de ce côté, le lac Portage se réunit presque avec le Torch Lake, qui me paraît indiquer assez nettement la ligne de cassure qui sépare les grès en couches horizontales des grès inclinés.

Cette même ligne se continue vers l'Ouest du lac Portage par un torrent dont le nom n'est pas porté sur les cartes.

A l'Ouest du lac Portage, les failles transversales ne paraissent pas nombreuses; mais je dois m'abstenir d'émettre une opinion à cet égard, n'ayant pas eu l'occasion de faire des excursions de ce côté.

Des failles dans l'Ontonagon. — Dans l'Ontonagon, les alluvions sont trop épaisses pour qu'on puisse distinguer les failles longitudinales; on peut seulement signaler dans les grès du Sud la continuation de la ligne de brisure si évidente à la pointe de Keweenaw par la série des lacs la Belle, Gratiot, Torch, et vers l'Ouest du lac Portage par l'existence d'un torrent coulant parallèlement à la séparation du trapp et du grès. Les failles transversales sont, au contraire, bien caractérisées et nombreuses; elles ont produit des vallées très-profondes et causé de grands dérangements dans les alignements des chaînes de montagnes.

Le plus grand peut-être et le mieux connu maintenant est celui qu'on observe dans la vallée de l'Ontonagon. Il répond à une faille à très-peu près normale à la direction des bancs de trapp, s'étendant depuis le bord du lac au Nord jusque dans les grès du Sud, dans lesquels elle paraît se diviser en plusieurs branches.

On peut se rendre compte du rejet occasionné par cette faille en observant du haut des plateaux de Forest les alignements des chaînes de montagnes

dans lesquelles on exploite, Minnesota, National, Rockland, etc. Il dépasse certainement 100 mètres, mais je ne peux préciser aucun nombre : je dois même déclarer que la mesure de l'étendue du rejet ne pourra être faite qu'après avoir assigné la position véritable du filon de Forest; je le considère comme appartenant au système du Sud, tandis que plusieurs ingénieurs de la contrée auraient voulu l'assimiler au riche filon de Minnesota.

Jusqu'à présent on n'a pas fait d'explorations suffisantes des failles transversales de l'Ontonagon; elles ne contiennent pas de cuivre métallique, et si les travaux qui seront faits dans un avenir très-rapproché justifient cette opinion, générale au lac Supérieur, la différence de position des gisements métalliques à la pointe de Keweenaw et dans l'Ontonagon sera parfaitement tranchée.

On n'a pas cherché à dresser un carte spéciale des failles des trois régions explorées jusqu'ici au lac Supérieur; son importance se fait sentir tous les jours davantage, et très-probablement ce travail sera bientôt entrepris par l'un des ingénieurs américains qui ont parcouru le pays dans tous les sens depuis un grand nombre d'années.

En attendant cette carte, on peut se faire une opinion assez approchée de la position des failles en étudiant les cartes géologiques déjà publiées, celles surtout qui sont tracées sur une grande échelle : les principales rivières répondent aux failles les mieux caractérisées; pour les ruisseaux plus petits, il y a plus d'incertitude, parce qu'ils coulent souvent dans de simples dépressions des terrains; un certain nombre cependant répond aussi à des failles bien nettes.

§ VI. — *Des alluvions.*

Les alluvions couvrent une grande partie des terrains dans toutes les régions du lac Supérieur et présentent une variété très-curieuse. MM. Foster et Whitney, dans leur *Description géologique* publiée en 1850 et 1851, distinguent plusieurs divisions bien tranchées : les galets roulés cimentés par de l'argile ou des sables, les sables grossiers, les argiles plus ou moins ferrugineuses et les sables fins.

Les alluvions contiennent des blocs de toutes dimensions, identiques avec ceux qui ont été trouvés dans toutes les parties de la contrée et à de grandes distances au Sud-Ouest, sur les sommets des montagnes aussi bien qu'au fond des vallées. Les blocs sont considérés par les géologues américains comme étant en relation avec les stries observées sur un grand nombre de roches dures, arrondies sur le côté tourné au Nord-Est.

Les blocs, les stries, la forme arrondie des montagnes appartiennent cer-

tainement à la période erratique; mais il n'en est pas de même pour les alluvions. A cet égard, je dois présenter un petit nombre de faits qui me paraissent avoir un certain intérêt.

GALETS ROULÉS. — J'ai pu observer les galets roulés à la pointe de Keweenaw, dans les points où jusqu'en 1858 on considérait les alluvions comme manquant presque complétement. La fréquence des pointes de trapp traversant la terre végétale et l'absence de travaux d'exploration avaient porté à penser prématurément que les alluvions n'existaient pas; elles paraissent, au contraire, remplir les dentelures successives que présente la surface des deux zones de trapps. La partie supérieure est occupée par les sables et les argiles; dans le fond, on trouve quelquefois des graviers et presque toujours des galets roulés.

Les galets sont identiques pour la forme, pour la grosseur et pour la composition avec ceux qui composent les conglomérats. Ils sont cimentés par une matière noirâtre ferrugineuse.

En les observant en place, j'ai été frappé de l'analogie que l'ensemble présente avec les conglomérats : je suis convaincu que ces galets proviennent de la décomposition par les agents atmosphériques de fragments de conglomérats restés après le soulèvement dans les dépressions du trapp.

Je n'ai pas eu l'occasion d'examiner ces galets dans d'autres localités, ce qui m'empêche de généraliser mon opinion; je dois donc la restreindre à la pointe de Keweenaw.

DES GRAVIERS. — Les graviers accompagnant les galets roulés contiennent des fragments de toutes les roches qui composent les galets ou les conglomérats; ils proviennent donc certainement de la destruction de ces roches.

DES SABLES ET DES ARGILES. — Les sables et les argiles constituent la partie la plus apparente des alluvions au lac Supérieur; ils paraissent avoir été formés sur place et n'avoir pas été transportés. Ainsi, dans toutes les vallées, on peut reconnaître dans les sables et dans les argiles les éléments provenant des roches qui composent les montagnes voisines. Sur les grès blancs, on ne trouve que des sables presque incolores; sur les grès bariolés, sur les grès rouges, sur les conglomérats, les sables très-peu argileux sont toujours colorés en rouge plus ou moins foncé; enfin, dans les deux zones de trapp, les alluvions sont très-argileuses et toujours assez fortement colorées. Ces changements dans la nature des alluvions, suivant la nature des terrains, me semblent une preuve certaine que les alluvions, sables et argiles ont été produites lentement et sur place par la décomposition des terrains eux-mêmes, à une époque certainement antérieure à la formation de la terre végétale.

Pour expliquer maintenant la présence dans les alluvions des blocs transportés évidemment à de grandes distances, il faut admettre que les phéno-

mènes erratiques se sont prolongés pendant toute la durée de la formation des alluvions et probablement même au delà.

Il y a eu deux actions contemporaines : l'une, tout à fait locale et probablement permanente, a produit les alluvions, graviers, sables et argiles; l'autre, intermittente, a déposé les blocs de grandes dimensions sur les alluvions comme sur les terrains qui n'en étaient pas recouverts.

§ VII. — *Considérations générales sur les roches trappéennes.*

Dans les paragraphes précédents, j'ai conservé le nom de trapps aux roches ainsi désignées par les géologues américains, dans lesquelles on a trouvé les gisements de cuivre natif. Elles sont considérées généralement comme des roches éruptives, intercalées entre les couches d'un terrain stratifié plus ou moins ancien.

Cette hypothèse ne s'accorde cependant ni avec la nature de ces roches elles-mêmes, ni avec leurs relations avec les terrains stratifiés en contact avec elles.

Tous les faits observés jusqu'ici dans les parties explorées de la pointe de Keweenaw et de l'Ontonagon me portent à penser que ce sont des roches stratifiées métamorphiques, tout aussi bien que les micaschistes et les schistes amphiboliques de la région des minerais de fer.

Je ne peux parler ici que de la partie américaine du lac Supérieur, celle qui s'étend de la pointe de Keweenaw jusque dans le Wisconsin ; je n'ai pas visité les rives septentrionale et orientale du lac et je ne possède sur elles que des renseignements insuffisants. La collection des roches de ces contrées, rapportée par M. le comte de Rottermund, semble démontrer une similitude presque parfaite avec les roches trappéennes de la pointe de Keweenaw et avec les terrains évidemment métamorphiques du massif granitique de Marquette.

Les motifs sur lesquels je fonde mon opinion, que les roches trappéennes ne sont pas d'origine ignée, mais bien des terrains stratifiés métamorphiques, sont assez nombreux.

1° Dans les terrains évidemment métamorphiques qui accompagnent le granite, les trapps sont associés aux roches amphiboliques et aux schistes peu altérés, dont ils suivent les plissements contournés. Ils paraissent être un état particulier du métamorphisme des roches qui marquent le passage du gneiss aux schistes, par la syénite, les roches amphiboliques et les schistes chloritiques. Dans les parties peu altérées, les plus éloignées du granite, on voit les schistes des bans de grès et des couches de calcaire compacte; dans celles plus voisines du granite, soumises à une action plus énergique, on trouve les

jaspes, les quartzites et les couches de calcaire saccharoïde, en même temps qu'on peut observer le passage par degrés insensibles des syénites aux roches amphiboliques, de ces dernières aux trapps et de ceux-ci aux schistes chloritiques et aux schistes non altérés.

2° Dans cette même région, les roches trappéennes contiennent des filons de cuivre natif, dont la disposition est analogue à celle des gisements de la pointe de Keweenaw : les filons paraissent s'étendre jusque dans les schistes, autant du moins qu'on peut en juger d'après les explorations superficielles qui ont été faites tout récemment. La présence du cuivre natif dans les trapps de Marquette établit leur identité avec les trapps de la région cuprifère.

3° Le massif granitique et métamorphique est entouré par les grès, analogues à ceux observés plus au Nord, reposant sur les conglomérats, sur toute la rive méridionale du lac Supérieur, depuis Eagle-Harbor jusqu'à l'extrémité occidentale du lac, identiques avec ceux qui s'appuient sur la partie méridionale de la zone trappéenne. Les grès paraissent avoir été brisés et traversés par le massif granitique, comme ils ont été brisés et soulevés en même temps que les trapps et les conglomérats.

4° En suivant les zones trappéennes de la pointe de Keweenaw jusque dans l'Ontonagon, on distingue partout une stratification très-nette; les mêmes bancs se continuent dans toute la contrée dans la même position et avec des caractères constants. Ainsi les bancs noirs et schisteux qu'on observe au pied des montagnes syénitiques du lac la Belle, se retrouvent au delà d'Eagle-River, à la mine Fulton, et jusque dans les parties les plus occidentales de l'Ontonagon, à la mine Windsor. De même aussi la succession des bancs compactes et des bancs amygdaloïdes, avec les couches minces de grès et conglomérats intercalées, peut être suivie des îles Manitou jusqu'auprès du lac Portage, et du lac Portage à l'Ouest de l'Ontonagon.

5° Au Nord de la formation, les trapps offrent plusieurs alternances, régulières et bien continues en direction, avec les conglomérats et les grès. Dans la zone amygdaloïde des bords du lac, auprès d'Agate-Harbor, on peut suivre le passage évident du trapp amygdaloïde au grès ferrugineux, lui-même altéré; le même banc présentant au mur l'aspect du trapp amygdaloïde, et vers le toit l'apparence d'un grès fortement chauffé.

6° La syénite des Bohemian-Mountains, le jaspe du mont Houghton, ont avec les trapps de la pointe de Keweenaw la même relation que les syénites et les jaspes de la région granitique présentent avec les schistes amphiboliques; la même analogie se retrouve, d'après MM. Foster et Whitney, dans les Porcupine-Mountains, à l'Ouest d'Ontonagon.

A tous ces faits, je pourrais même ajouter que les trapps existent à de grandes distances à l'Est et à l'Ouest des parties explorées avec quelque soin,

et que leurs caractères, leurs relations avec les granites et les grès paraissent se conserver d'une manière remarquable.

Par suite, je considère comme certain que les trapps ne sont que des schistes et des grès plus ou moins ferrugineux, métamorphisés par une action maintenant encore inconnue. Ils font partie d'une formation composée de schistes, de conglomérats et de grès, dans laquelle sont intercalés plusieurs bancs calcaires, et dont on distingue la partie supérieure encore en place, ou du moins fort peu dérangée, du Saut Sainte-Marie jusque bien au delà du massif granitique de Marquette.

Cette vaste formation entoure incomplétement la série des bassins concentriques, dont j'ai parlé au commencement de ce mémoire, et dont le centre est le terrain houiller du Michigan. Son âge géologique ne me paraît pas encore bien déterminé; il est assez probable qu'il se rapporte à la première période de l'époque silurienne, mais il est convenable d'attendre, pour décider la question, que des fossiles plus nombreux aient été trouvés dans les grès.

Le terrain métallifère a été brisé et soulevé en différents points, dans une direction fort difficile à distinguer : en prenant l'île Royale comme alignement, on serait porté à prendre la direction E. 25° N.; mais en considérant l'ensemble des montagnes granitiques et des zones de trapps, on arriverait à la direction générale E. 15° à 20° N.

Les fentes, les failles et les fractures nombreuses que présente la formation indiquent que le soulèvement est postérieur au métamorphisme : le remplissage des filons n'a eu lieu qu'après le soulèvement, alors que toutes les parties de la contrée avaient à peu près le relief actuel. Enfin, à une époque comparativement très-récente, ont eu lieu le transport des blocs erratiques et le dépôt des alluvions.

CHAPITRE III.

SITUATION DES MINES DE CUIVRE AU LAC SUPÉRIEUR.

L'exploitation des mines de cuivre dans les trois régions principales, la pointe de Keweenaw, le lac Portage et l'Ontonagon, a été continuée avec une grande activité, mais avec des phases diverses, pendant les années 1855 et

1856. Les deux mines principales, Cliff et Minnesota, ont considérablement augmenté leur production, et la richesse des filons exploités ne paraît pas diminuée, si même elle ne devient pas plus grande; d'autres mines, North-American, Central, Clarke, Ile-Royale, Portage, National, Rockland, Adventure, etc , se présentent sous un aspect très-favorable et livreront probablement bientôt des quantités considérables de métal.

D'un autre côté, plusieurs des mines, dans lesquelles on n'a pas rencontré de masses de cuivre, North-West, North-Western, Forest, Toltec, Windsor, etc, ont dû être fermées après des dépenses considérables pour certaines d'entre elles.

Dans la région de Marquette, l'exploitation des mines de fer, la construction des usines, ont suivi une progression extrêmement rapide; l'importance des exportations de minerais et de fer en barres prend tous les jours un nouveau développement, et l'importance commerciale de cette partie du lac paraît devoir atteindre, dans un avenir très-rapproché, celle des districts situés plus au Nord et qui produisent le cuivre métallique.

L'exposé succinct de la situation des principales mines présentera un intérêt d'actualité, en présence des offres nombreuses de vente de terrains métallifères que les propriétaires du lac Supérieur font faire sur les places d'Europe. J'aurai soin d'éviter autant que possible de donner mon opinion sur les terrains à vendre, de considérer seulement les mines en pleine exploitation, et celles qui ont été abandonnées après des travaux assez longs pour faire connaître exactement la richesse des filons. La plupart de ces mines sont déjà décrites dans mon premier mémoire, et je n'aurai pas à revenir sur la description des gisements.

§ I. — *Des mines de cuivre à la pointe de Keweenaw.*

Je distinguerai pour les mines de la pointe de Keweenaw celles qui sont dans la zone métallifère du Nord, c'est-à-dire au Nord du greenstone, et celles qui sont exploitées dans la zone du Sud.

Différents travaux d'exploration ont été faits en 1855 et 1856 au Nord du greenstone par la compagnie française, qui a fait récemment l'acquisition de terrains très-étendus dans les environs de Agate-Harbor et Copper-Harbor.

Auprès de Copper-Harbor, on a commencé les travaux de mise en exploitation d'un filon, dont les affleurements présentent des caractères très-favorables, désigné sous le nom de *clarke-vein*. Ce doit être, d'après sa position et sa direction, le même filon dont la compagnie de Cliff-Mine avait

commencé l'exploration près du fort Wilkins et près du phare de Copper-Harbor.

Les travaux sont entrepris dans une bande amygdaloïde peu distante du greenstone, et les premières excavations paraissent justifier l'espérance que les affleurements avaient fait concevoir.

Le filon est dirigé N. 18° O., et paraît plonger presque verticalement; sa puissance est assez variable et peut être évaluée à $0^{m},50$ en moyenne : il présente en plusieurs points des veines différentes, dont on peut suivre les affleurements. La matière de remplissage est principalement chloritique, au moins dans les bancs amygdaloïdes; elle contient du cuivre natif en grains très-fins, en plaquettes et en petites masses, et même une petite proportion d'argent natif.

Si les travaux commencés amènent la découverte de masses importantes de cuivre natif, ce fait sera d'un haut intérêt en démontrant la fausseté de l'opinion généralement admise par les ingénieurs américains, que la zone du Nord est beaucoup inférieure à celle du Sud. Cette opinion est basée seulement sur l'existence dans la zone du Sud de la riche mine de Cliff, et sur l'absence d'aucune exploitation en situation prospère dans la zone du Nord. Les explorations faites jusqu'à présent au Nord du greenstone n'ont pas donné de bons résultats pour des raisons dont il est facile de se rendre compte; la plupart des compagnies n'ont fait que des fouilles insuffisantes, destinées seulement à mettre les affleurements en évidence; un très-petit nombre a commencé des travaux en vue d'une exploitation ultérieure, et le manque d'argent n'a pas permis de développer les recherches; d'autres compagnies ont méconnu l'influence de la nature du terrain encaissant sur la richesse des filons, et dépensé des sommes assez fortes en travaux faits en dehors des bandes principales de trapp amygdaloïde, les seules dans lesquelles on peut espérer une richesse suffisante.

L'étude comparative des caractères présentés par les affleurements me fait penser que la zone du Nord est au moins aussi riche que celle du Sud, et que plusieurs des filons déjà reconnus peuvent être exploités avec des bénéfices convenables.

Dans le voisinage immédiat de la baie d'Agate, on a mis à découvert les affleurements de plusieurs veines, remarquables par leur continuité; j'ai pu suivre l'une d'elles depuis les bords du lac jusqu'aux montagnes syénitiques. Leur richesse n'est pas encore constatée, et les travaux commencés ont été provisoirement suspendus.

Copperfalls. — La situation des mines de Copperfalls est maintenant beaucoup moins favorable qu'il n'était permis de l'espérer en 1854. Les galeries ouvertes dans les deux veines principales, Copperfalls et Hill-Veins, n'ont pas

été poussées vers le Sud jusqu'aux bancs amygdaloïdes, voisins du greenstone. Le *ash-bed* lui-même n'a pas été mis en exploitation avec l'activité désirable. Il en a été de même des recherches commencées plus près du greenstone. La compagnie a mis tous ses soins à l'essai d'un nouvel appareil de bocardage et de lavage, qui très-probablement ne donnera pas de bons résultats, mais dont la réussite ne pourrait certainement pas compenser le défaut d'énergie dans les travaux des mines.

La production de Copperfalls est maintenant (1856) de 7 à 8 tonnes de cuivre pur par mois, c'est-à-dire inférieure à une centaine de tonnes par an. Les actionnaires ont déjà versé plus de 1,700,000 fr., et ne seront probablement pas tentés de continuer leurs sacrifices en présence des résultats insuffisants qui ont été obtenus.

Tout en constatant cet insuccès, je dois persister dans l'opinion favorable émise dans mon premier mémoire : les filons de Copperfalls convenablement exploités dans la zone amygdaloïde peuvent donner des bénéfices très-notables.

Les autres recherches commencées dans la zone métallifère du Nord paraissent avoir pour but la vente des terrains qui renferment les filons; c'est un motif suffisant pour m'empêcher de les décrire.

ZONE DU SUD. — Vers l'extrémité orientale de la pointe, une seule mine est en exploitation, c'est la mine de Keweenaw-Point, achetée depuis un petit nombre d'années par une compagnie anglaise. Le filon principal dirigé N. 25° O. est assez puissant, de 1 mètre à $1^{m},50$, et contient une forte proportion de quartz et de calcaire; il renferme du cuivre natif disséminé en petits grains dans la gangue, en proportion assez grande pour qu'on ait intérêt à bocarder presque toute la roche extraite. Jusqu'à présent, ce filon n'a pas présenté de grandes masses de cuivre, bien qu'on ait dirigé les travaux dans la bande amygdaloïde la plus rapprochée du greenstone; on ne doit donc pas espérer des résultats comparables à ceux obtenus à Cliff-Mine. L'atelier de préparation mécanique n'est achevé que depuis peu de temps, depuis mon retour en France, et je n'ai pu me procurer des renseignements sur le rendement en cuivre métallique de la matière à bocarder.

En avançant vers l'Ouest, on traverse successivement les mines Star, Montréal, Manitou, Empire, North-West, Summit, North-Western, Central, Eagle-River, Cliff et South-Cliff, et plus loin la mine Fulton.

STAR. — Dans cette concession, située à la hauteur de Copper-Harbor, on connaît deux veines, qui toutes les deux se prolongent au delà du greenstone, dans la mine de Clarke. Les travaux commencés depuis plusieurs années, et poussés mollement dans une veine assez pauvre, ne contenant pas de masses de cuivre, n'avaient pas donné de résultats bien nets en 1855. Depuis cette

époque, on a entrepris l'exploration de la veine du phare de Copper-Harbor, nommée Clarke-Vein, qui venait d'être démontrée riche en cuivre au Nord du greenstone. Elle paraît contenir encore beaucoup de cuivre au Sud de la roche dioritique, et la compagnie de Star fonde de grandes espérances sur sa mise en exploitation. Il faut attendre quelque temps encore pour savoir si cette espérance sera réalisée.

MONTRÉAL. — Je cite cette mine, dans laquelle on n'avait fait en 1855 que des petites fouilles insignifiantes, parce qu'on y remarque l'affleurement d'un filon, qui présente un aspect analogue à celui de Clarke. La disposition des gangues, le mode de dissémination du cuivre dans le filon de Clarke et dans celui de Montréal, présentent une ressemblance telle que j'avais pensé lors de mon premier examen que dans les deux propriétés on voyait les deux parties d'un même filon, coupé et rejeté par une faille longitudinale. Cette hypothèse était rendue plus spécieuse encore par la différence existant entre les veines de Star et de Clarke, qui sont à peu près sur le même alignement. Un examen plus complet de tout le terrain m'a fait connaître en 1855 la disposition réelle. On retrouve dans la propriété Clarke le prolongement de la veine de Star, et dans cette dernière le prolongement de la veine de Clarke. Il n'y a pas de faille longitudinale au greenstone, et la veine de Montréal n'a aucun rapport avec celle de Clarke. Elle présente un aspect favorable à l'affleurement, ce qui a déterminé la compagnie française, propriétaire de Montréal, à commencer son exploration.

Plusieurs compagnies différentes avaient fait, au pied du greenstone et à l'Ouest de Montréal, des travaux d'exploration par puits et galeries. Toutes ces mines ont cessé en 1855 et 1856 d'être en activité. Les veines de Manitou, Empire, etc., ont été reconnues trop pauvres pour être exploitées avec bénéfice, au moins dans les parties explorées. Pour la plupart de ces filons, l'absence du cuivre en quantité suffisante me paraît bien certaine, mais pour quelques-uns les caractères des affleurements deviennent plus favorables dans la seconde bande amygdaloïde, à une certaine distance au Sud du greenstone; l'abandon des travaux ne sera très-probablement que provisoire, et les résultats obtenus en 1856 à la mine de South-Cliff amèneront les compagnies à faire de nouvelles dépenses pour continuer les explorations vers le Sud.

NORTH-WEST. — La vaste propriété North-West est située à la hauteur de Agate-Harbor, et présente un assez grand nombre d'affleurements. J'ai décrit dans mon premier mémoire l'état des travaux entrepris sur trois des filons, pauvres en cuivre depuis la surface jusqu'à une profondeur assez grande. La compagnie vient d'arrêter provisoirement les travaux, sans se décider à faire de nouvelles explorations, soit sur des veines différentes, soit sur les mêmes veines, à une distance plus grande au Sud du greenstone,

NORTH-WESTERN. — La compagnie de North-Western, au Sud de Copperfalls, a de même suspendu ses travaux après avoir fait des dépenses considérables (750,000 fr. environ ont été versés par les actionnaires). Le filon a présenté vers la surface un aspect favorable, que la profondeur n'a pas justifié, et la persévérance a manqué à la compagnie pour continuer les recherches plus au Sud. J'ai toujours une bonne opinion du filon de North-Western, mais je comprends fort bien l'hésitation des actionnaires à faire de nouveaux sacrifices après la non-réussite des travaux entrepris au pied du greenstone, dans la bande amygdaloïde considérée comme la plus productive d'après l'exemple de Cliff.

CENTRAL. — La mine nommée Central-mine est située au pied du greenstone, à une faible distance à l'Ouest de North-Western, au sud de Copperfalls. Les travaux, commencés en 1854 et continués depuis sans grande activité, ont fait connaître un filon assez puissant, dont le prolongement doit se trouver à Copperfalls; son existence était indiquée par des excavations et des remblais considérables, attestant une longue exploitation par les Peaux-Rouges. Dès les premières recherches, on a rencontré des masses de cuivre d'assez grandes dimensions, et des matières à bocarder fortement imprégnées de cuivre. Les caractères du filon ne présentent rien de particulier, ni à l'affleurement ni dans la profondeur; le filon est divisé en plusieurs veines qui semblent s'écarter dans le voisinage du greenstone et se réunir vers la bande de trapp compacte qui existe à une certaine distance vers le Sud.

La compagnie n'a fait jusqu'à présent que des dépenses insignifiantes; les travaux ne sont pas aménagés pour l'avenir; l'atelier de préparation mécanique n'est pas construit; on n'a même pas élevé de maisons pour les ouvriers. Les masses extraites ont été seules expédiées à la fonderie, les matières à bocarder sont restées sur le carreau de la mine, c'est-à-dire que l'argent a manqué pour donner à l'entreprise le développement dont elle est susceptible, en raison de l'apparence favorable du filon,

La production de la mine Central en 1855 a été seulement de 53 tonnes de cuivre brut, qui a donné en lingots 78 4/5 p. 100, soit environ 42 tonnes de cuivre marchand. En 1856, l'exploitation a donné des résultats peu différents.

CLIFF. — La compagnie *Pittsburg and Boston M. Co.* poursuit l'exploitation du beau filon de cliff avec une activité toujours croissante. Les veines latérales, d'abord délaissées, sont maintenant explorées avec plus de soins; elles sont presque aussi riches en cuivre que la veine principale et promettent pour l'avenir un nouvel accroissement dans la production.

Quelques travaux d'exploration ont été faits sur le prolongement du filon au nord du greenstone, mais jusqu'à présent sans résultat favorable. On ne doit pas en conclure que la richesse du filon est concentrée dans la bande

amygdaloïde au Sud de la roche dioritique; au Nord comme au Sud, le filon est probablement très-pauvre dans les trapps compactes, et les nouvelles recherches n'ont pas été faites dans les points les plus convenables.

Quoi qu'il advienne de ces travaux, l'existence des veines latérales très-riches en cuivre, constatées au Sud du greenstone, permet maintenant une production qui aurait paru un peu aventurée en 1854.

En 1855, la mine a produit de 125 à 130 tonnes par mois de cuivre brut, masses, barrelwork et produits de la préparation mécanique, rendant à la fonderie 63 à 65 p. 100 de cuivre en lingots. En 1856, la production mensuelle a été plus forte; elle s'est élevée à 140 tonnes, rendant à peu près 64 p. 100 de cuivre pur à la fonderie. Pour ces deux années, la mine de Cliff a produit :

En 1855, environ 1,000 tonnes de cuivre en lingots.

En 1856, environ 1,100 tonnes de cuivre en lingots.

On espère une augmentation plus grande encore pour l'année 1857. Les dépenses annuelles relatives à l'exploitation doivent être fort peu supérieures à celles de 1854; mais la somme totale dépensée en 1855 et en 1856 doit être notablement plus élevée que celle de 1854, en raison du développement donné aux travaux d'aménagement et de recherches.

South-Cliff ou North-American, — Les travaux ont été continués sur le filon de Cliff avec une certaine langueur en 1855 et, au contraire, avec activité en 1856.

Il n'est pas inutile de rappeler que les premiers travaux de la compagnie North-American ont été faits dans un filon situé à l'Ouest de celui de Cliff; les résultats n'ont pas été satisfaisants, l'exploitation a dû être abandonnée après plusieurs années et des dépenses très-fortes. On a plus tard attaqué le prolongement du filon de Cliff, près de la limite des deux propriétés, et poussé les travaux avec une grande activité. On a rencontré presque immédiatement le prolongement des grandes masses de cuivre de la mine voisine et conçu les plus belles espérances pour l'avenir.

On a bientôt rencontré vers le Sud les bancs de trapp compacte, dans lesquels le filon s'est présenté trop pauvre pour que son exploitation pût donner des bénéfices; en même temps, un procès de limites avec la compagnie de Cliff forçait à suspendre l'exploitation productive vers le Nord : le filon devenait presque stérile dans la profondeur; en raison de l'inclinaison des bancs vers le Nord, les travaux formés verticalement étaient sortis des bancs amygdaloïdes pour entrer dans le trapp compacte. La situation de la compagnie était encore une fois très-précaire : heureusement l'habile directeur, M. Joseph Paull, a entrepris l'exploration d'une seconde zone amygdaloïde, existant à une faible distance au Sud de la première, et a retrouvé le filon contenant

des masses de cuivre. A partir de ce moment, on a pu concevoir de nouvelles espérances pour l'avenir; les actionnaires comptent enfin sur des bénéfices capables de les récompenser de leur longue persévérance. Ils n'ont pas versé moins de 1,200,000 francs; en outre, le cuivre extrait à North-American et South-Cliff a produit des sommes importantes, dépensées également en travaux d'installations, de recherches et d'exploitation.

La production de la mine South-Cliff n'a pas dépassé 150 tonnes de cuivre (en lingots) en 1855; elle n'atteindra pas encore 200 tonnes en 1856 et ne pourra devenir importante qu'en 1857 et même peut-être un peu plus tard.

Fulton. — La mine Fulton est située à 15 kilomètres à l'Ouest de Cliff, vers la limite Sud de la formation trappéenne, par conséquent dans une position très-défavorable pour les transports. Les travaux ont été commencés dans un filon dirigé N. 25° O., qui traverse des bancs de trapp grenu, compacte, noir et schisteux. Le filon est peu puissant, rempli par du quartz, du calcaire et de la chlorite, et ne renferme que très-peu de cuivre. Le métal est disséminé en petits grains dans la gangue; on n'a trouvé encore qu'une seule petite masse. La matière à bocarder n'a pas paru assez riche pour qu'on fît les frais d'un atelier de préparation mécanique; la production de cuivre a été fort insignifiante, et sans doute les travaux seront prochainement suspendus, si même ils ne le sont pas déjà depuis la fin de 1855.

La production totale des mines de la pointe de Keweenaw pendant l'année 1855 peut être évaluée à 1,300 tonnes de cuivre en lingots; je ne peux donner encore de nombres exacts pour celle de 1856; je peux seulement citer une évaluation approximative, que je dois à l'obligeance de M. Hill. La production serait d'environ 1,450 tonnes, c'est-à-dire un peu plus forte que celle de l'année précédente, bien que plusieurs mines aient suspendu leurs travaux dans le cours de la campagne.

Les nombres que je donne ici paraissent inférieurs à ceux qui sont cités dans les journaux américains; mais la différence n'est qu'apparente : j'ai réduit en cuivre fondu en lingots tous les produits expédiés des mines, tandis qu'il est d'usage au lac Supérieur d'évaluer la production d'après le poids embarqué pour les fonderies. Ces poids comprennent : les masses de cuivre de grandes dimensions, les petites masses irrégulières nettoyées sous le marteau et tous les produits très-divers des ateliers de préparation mécanique. Ces matières rendent en lingots de 60 à 75 p. 100.

§ II. — *Des mines du lac Portage.*

Dans le voisinage immédiat du lac Portage, plusieurs compagnies ont commencé des travaux d'exploration; sur la rive Nord, aucune exploitation

n'était en activité en 1855, bien que les filons reconnus paraissent valoir la peine d'être exploités. Les propriétaires de Quincy, Pewabic, etc., ne pouvaient pas ou ne voulaient pas (1855) faire les dépenses nécessaires et cherchaient des acquéreurs pour leurs terrains. Sur la rive Sud, au contraire, trois compagnies ont développé des travaux sérieux avec une assez grande activité; les mines Ile-Royale et Portage commencent à produire des quantités notables de cuivre et compteront peut-être bientôt parmi les mines productives du lac. La mine Huron est moins avancée, mais donnera probablement aussi de bons résultats.

Les deux compagnies Ile-Royale et Portage ont des établissements convenablement installés; chacune a construit son atelier de préparation mécanique sur les bords du lac Portage; la réunion des employés et des ouvriers forme un village qui compte déjà plus de cinq cents habitants.

La compagnie Ile-Royale M. Co. est plus avancée que celle Portage, parce qu'elle a commencé plus tôt à donner de l'activité à ses travaux, les actionnaires ont déjà versé près de 900,000 francs, et l'argent produit par la vente du cuivre extrait a été employé en totalité au développement de l'entreprise. La dépense totale faite par la compagnie ne peut pas être évaluée à moins de de 1,250,000 francs.

La production de cuivre n'a commencé à devenir un peu notable qu'en 1855.

Les caractères bien reconnus maintenant du gisement exploité permettent de prévoir une augmentation pour les années suivantes.

En 1855, les produits embarqués, provenant pour la moitié au moins de la préparation mécanique, ont donné à la fonderie 175 tonnes de cuivre en lingots.

En 1856, on obtiendra probablement 250 tonnes.

Je ne connais pas les dépenses faites par les compagnies Portage et Huron; elles sont probablement assez fortes pour la première et peu élevées pour la seconde, car les travaux de la compagnie Portage ont commencé presque en même temps que ceux de l'Ile-Royale M. Co. et, au contraire, la mine Huron n'a été ouverte que tout récemment.

Ces deux mines ont produit en 1855 :

Portage.....	30 à 35	tonnes de cuivre en lingots.
Huron......	6 à 7	— —

M. Hill m'a écrit au sujet du lac Portage que les trois mines Albion, Pewabic et Quincy avaient produit, en 1855, environ 6 à 8 tonnes de cuivre chacune; le cuivre provenant d'explorations faites à l'entreprise par des ouvriers et non pas d'exploitations permanentes.

En somme, toutes les mines voisines du lac Portage n'ont pas expédié plus

de 350 tonnes de produits divers contenant du cuivre, et desquels on a retiré 230 tonnes de métal fondu en lingots.

La production de 1856 sera plus forte; M. Hill l'évalue à 500 tonnes de produits expédiés, qui rendront de 320 à 330 tonnes de lingots.

§ III. — *Des mines de l'Ontonagon.*

Les mines placées à l'Est du comté d'Ontonagon, Shawmut, Douglas-Houghton, etc., n'ont pas été mises en exploitation régulière; aucun gisement véritablement riche en grandes masses de cuivre n'a encore été mis en évidence. On doit cependant retrouver de ce côté la continuation des veines de Minnesota, contenant encore de belles colonnes de métal. C'est dans l'espérance de les rencontrer que de nombreuses explorations avaient été faites, peut-être avec une connaissance imparfaite des terrains et des veines, et certainement avec des moyens pécuniaires insuffisants. Dans ces conditions défavorables, il est difficile qu'une compagnie de mines puisse réussir, au lac Supérieur bien plus encore qu'en Europe.

Les mines voisines de la rivière d'Ontonagon, ou de la route en planches commencée par les compagnies de Toltec et d'Adventure, ont notablement changé de situation depuis l'année dernière.

Je prendrai successivement celles qui me paraissent les plus importantes, en suivant l'ordre dans lequel elles se présentent de l'Est à l'Ouest.

Toltec. — La mine de Toltec, que j'ai décrite dans mon premier mémoire, semblait présenter quelques chances favorables. La compagnie possédait des ressources suffisantes; elle avait consacré des sommes importantes à la création d'établissements bien conçus et à l'ouverture d'une bonne route de planches poursuivie jusqu'au village d'Ontonagon. Malheureusement les travaux ont été faits et poursuivis avec trop de persévérance dans un filon pauvre, tandis que les apparences des terrains aussi bien que l'existence de puits très-anciens, indiquaient la richesse minérale à une certaine distance de la partie mise en exploitation. Plus malheureusement encore, la compagnie a consacré ses dernières ressources à monter un atelier de préparation mécanique et un plan incliné pour lui amener économiquement les roches à bocarder. Les travaux ont dû être arrêtés en 1856, alors que les dépenses s'élevaient à plus de 1,400,000 francs (renseignements fournis par M. Hill).

La production de 1855 n'a pas dépassé 50 tonnes de cuivre en lingots.

Adventure. — La mine Adventure, voisine de Toltec, a pris, en 1855 et 1856, une certaine importance que les premiers travaux ne permettaient pas d'espérer. On a découvert une veine assez régulière, comprise entre des bancs

de trapp amygdaloïde, très-chargé d'épidote et contenant des petits noyaux de calcaire spathique et de cuivre natif à une distance assez grande du filon.

Le cuivre se présente dans la veine, soit disséminé dans la gangue, soit en petites masses irrégulières, que les mineurs considèrent comme les précurseurs de masses plus considérables. Il me paraît encore difficile de se prononcer sur l'avenir réservé à cette exploitation, je peux seulement constater la grande amélioration survenue depuis mon premier voyage.

En 1855, Adventure a produit une cinquantaine de tonnes de cuivre pur, provenant seulement des masses exploitées, l'atelier de préparation mécanique n'ayant pas encore été construit. On espère élever la production à 100 tonnes en 1856. J'ignore si ce chiffre a pu être atteint.

Ridge. — La mine Ridge, située à l'Ouest d'Adventure, est toujours dans les mêmes conditions; le gisement est pauvre, ne produit pas de masses de cuivre et ne saurait encore donner de bénéfices. La production de 1855 n'a pas atteint 20 tonnes de cuivre fondu en lingots.

Nebraska. — Quelques compagnies ont entrepris des travaux d'exploration en des points plus rapprochés de Minnesota; mais jusqu'à présent aucune exploitation régulière n'existe entre Ridge et Rockland. A Nebraska, le terrain est très-tourmenté; il présente une montagne de trapp élevée, comprise entre deux failles transversales fort rapprochées. Des affleurements contenant du cuivre et des travaux anciens avaient signalé depuis longtemps l'existence d'un gisement important, faisant à peu près suite à ceux de Minnesota et Rockland.

Les premières recherches ont effectivement fait reconnaître un filon peu puissant, présentant à peu près les mêmes caractères que la veine exploitée à Rockland et contenant des masses de cuivre de petites dimensions. On a poussé une large galerie horizontale de l'affleurement vers l'intérieur de la montagne, et, à une faible distance, on a trouvé le filon divisé en apparence en plusieurs veines. Je ne sais pas ce qui a été fait en 1856; quand j'ai visité la mine en 1855, les veines différentes de Nebraska présentaient une analogie très-grande avec les faits que je venais d'observer à Minnesota et à Rockland. Il doit y avoir à Nebraska, comme dans ces deux mines, plusieurs veines principales parallèles en direction, se coupant ou se réunissant à une grande profondeur, reliées par des veines diagonales presque verticales, plus nombreuses probablement à Nebraska, en raison de la plus grande dislocation des terrains.

La compagnie n'a fait encore que de faibles dépenses, tout à fait insuffisantes pour qu'on puisse apprécier l'importance réelle du gisement. La production en 1855 n'a été que d'une quinzaine de tonnes de cuivre pur; on a

embarqué pour la fonderie 20 tonnes de petites masses, dégagées au marteau de la gangue adhérente.

ROCKLAND. — La propriété Rockland est contiguë à celle de Minnesota et appartenait à la même compagnie. Son exploitation est maintenant distincte, bien que les principaux actionnaires soient également ceux de Minnesota. La veine sur laquelle on a commencé les travaux par puits et galeries est dirigée N. 63° E., parallèlement aux bancs de trapp, mais les coupe dans la profondeur sous un angle variable toujours très-faible. Elle contient beaucoup plus d'épidote que les veines du Nord de Minnesota, et les mineurs du pays la considèrent comme une veine différente appartenant au même faisceau et située plus au Nord. Je ne suis pas éloigné de partager cette opinion, qui donne aux deux mines une très-grande importance. Toutes les deux doivent contenir au moins trois veines reconnues d'une grande richesse.

A Rockland, la puissance de la veine est assez variable; elle se présente en plusieurs points divisée en de nombreuses veinules séparées par des couches minces de trapp compacte. Les renflements contiennent beaucoup de calcaire spathique et d'épidote, des masses de cuivre de grandes dimensions. Les veinules présentent aussi des masses de cuivre ou des feuillets qui occupent parfois tout l'intervalle compris entre les épontes.

Dans la presque totalité de la partie explorée jusqu'à présent, la gangue est imprégnée de cuivre natif et fournira de la matière à bocarder d'une teneur en cuivre assez grande.

Les installations de surface ne sont pas considérables, sauf l'atelier de préparation mécanique qui a dû commencer à fonctionner en 1856.

La mine a été ouverte avec des dépenses très-faibles; on espère la développer avec les ressources produites par la vente du cuivre. Au mois de mai 1856, les actionnaires n'avaient encore versé que 212,000 francs, et on ne pense pas qu'un nouvel appel de fonds devienne nécessaire. La production de 1855 s'est élevée à 72 tonnes de cuivre pur (110 tonnes de produits expédiés). On espère au moins la doubler en 1856.

MINNESOTA. — Les travaux exécutés à Minnesota depuis mon voyage de 1854 ont fait connaître des richesses nouvelles et permis d'augmenter beaucoup la production. La veine du Nord se montre toujours riche en masses de cuivre; la veine du Sud, explorée sur une plus grande longueur, contient beaucoup moins d'argent natif que je n'en avais vu dans mon premier voyage, mais elle produit plus de cuivre qu'on ne l'espérait dans le principe; de plus, les deux veines sont réunies par plusieurs veinules transversales, contenant aussi des masses de cuivre de grandes dimensions.

On n'a pas encore mis en exploitation la troisième veine connue à une

certaine distance vers le Nord, la même très-probablement qu'on exploite à Rockland.

Les veines de Minnesota produisent très-peu de matières à bocarder; le cuivre se trouve rassemblé en masses de toutes dimensions et ne se présente que très-rarement disséminé en petits grains dans la gangue.

Elles paraissent devenir plus riches en profondeur, ou du moins les résultats obtenus en 1855 ont donné une augmentation de 25 p. 100 sur l'année précédente pour le rendement de la roche abattue; on a calculé 112 kilogrammes de cuivre expédié par mètre quarré de surface latérale enlevé dans la mine sur toute l'épaisseur de chaque veine. Le rendement en lingots du cuivre expédié est d'environ 71 p. 100; par suite la richesse moyenne des veines de Minnesota, en 1855, a été d'environ 80 kilogrammes de cuivre pur par mètre quarré.

Je suis en mesure de donner au sujet de cette mine quelques détails intéressants, tirés du rapport fait par les directeurs au mois de mai 1856. Minnesota étant la seule mine productive en pleine exploitation dans le comté d'Ontonagon, l'exemple de ses dépenses et de sa production montrera les résultats qu'on peut obtenir, au lac Supérieur, dans les conditions les plus favorables, conditions qu'une compagnie étrangère ne pourra jamais réaliser. Je dois ajouter que parmi les nombreuses compagnies américaines qui se sont constituées pour l'exploitation des mines de cuivre au lac Supérieur, Minnesota et Cliff sont les deux seules qui ont obtenu une réussite complète, grâce à un ensemble de circonstances tout à fait exceptionnelles. Rockland et Central sont probablement appelées également à un bel avenir; un très-petit nombre d'autres compagnies possèdent des gisements un peu riches, mais pour lesquels on ne peut pas encore annoncer la réussite probable.

La société a été fondée avec un faible capital, divisé en trois mille actions; depuis le 13 juin 1855, le nombre des actions a été porté à vingt mille, chacune de 50 dollars; mais il n'a été payé que 3 dollars et 30 cents par action, soit pour la somme totale versée par les actionnaires 340,000 francs. Dans les premières années, le cuivre extrait a produit l'argent nécessaire pour développer les travaux, et maintenant encore on prélève chaque année sur les bénéfices une somme très-importante pour l'appliquer aux travaux d'installation, d'avenir, etc.

Les dividendes donnés aux actionnaires ont été :

Année 1852	30,000 doll.	(159,000 fr.)
Année 1853	60,000 doll.	(318,000 fr.)
Année 1854	90,000 doll.	(477,000 fr.)
Année 1855	300,000 doll.	(1,068,000 fr.)

Sur les bénéfices de 1855 on a prélevé 69,000 dollars; par suite le bénéfice

total de l'année a été 269,000 dollars , soit 1,425,000 francs, ce qui place la mine de Minnesota bien au-dessus de celle de Cliff. Le résultat est d'autant plus beau que, d'après la marche constamment suivie par les directeurs, en raison de la richesse soutenue des veines, la production doit encore croître assez rapidement.

Les veines sont travaillées par sept puits, à cinq niveaux différents; le sixième niveau a été commencé en 1856, dans la veine du Nord, et par un seul puits. Les travaux ne sont par suite qu'à une faible profondeur, 120 mètres au plus. Les galeries d'allongement ou les niveaux ont des longueurs décroissantes; le n° 1 a 550 mètres, le n° 5 145 mètres. L'abatage en gradins en 1855 a porté sur 1,760 mètres quarrés de surface latérale des veines. Ces nombres suffisent pour démontrer que l'exploitation est conduite avec une grande prudence et en vue de l'avenir.

On a conduit au quai d'Ontonagon près de 1,434 tonnes, en masses de cuivre, barrelwork et produits de la préparation mécanique, qui forment seulement le tiers de la production totale. On n'a pu embarquer que 1,173^{t}50; les tempêtes qui ont régné presque constamment à la fin de la saison ont empêché de conduire le reste à la fonderie. Le rendement en lingots a été de 71 p. 100, rendement très-élevé, qui s'explique par la forte proportion des masses de cuivre.

Les dépenses de toute nature ont été comme suit :

Travaux dans les mines............	548,285 fr.
Travaux à la surface..............	457,549
	1,005,834

Ces dépenses sont relatives aux 1,434 tonnes extraites et transportées au port d'Ontonagon. Il faut en tenir compte séparément, comme frais spéciaux à la mine, parce que les autres dépenses n'ont porté que sur les 1,173^{t},50 transportées à la fonderie.

Les frais spéciaux à la mine ont été de 701^{f},40 par tonne; le rendement en lingots étant d'environ 71 p. 100, la tonne de cuivre pur a coûté, pour frais spéciaux à la mine seulement 987^{f},88.

Les autres dépenses, relatives aux 1,173^{t},50, ont été :

	fr.
Transports divers....................	187,592,45
Fusion...............................	121,743,65
Commissions, intérêts................	81,747,20
Assurances...........................	38,684,75
Frais généraux.......................	50,143,30
Office à New-York....................	3,196,00
	483,107,35

Ces dépenses, réparties sur les 1,173t,50 transportées à la fonderie, font par tonne 411f,68, soit par tonne de cuivre en lingots 580 francs.

Le prix de revient du cuivre en lingots a donc été, tous frais compris, 1,567f,88 par tonne. Il est certain que le prix de revient aurait dû être moins élevé, puisque les frais généraux auraient été répartis sur une plus grande quantité de cuivre, si les tempêtes de l'automne n'avaient pas empêché l'embarquement du cuivre amené au port vers la fin de la saison.

Cependant je dois faire quelques observations à cet égard : les frais spéciaux sont incomparablement plus élevés que les frais généraux, et par conséquent la diminution de ces derniers n'aurait pas influé d'une manière très-notable sur le prix de revient du cuivre.

Les circonstances qui se sont présentées en 1855, des tempêtes vers les mois d'octobre et de novembre, ne sont pas exceptionnelles ; les entreprises de mines du lac Supérieur doivent s'attendre à ne pas pouvoir expédier à la fonderie la totalité des cuivres extraits.

Je n'ai d'ailleurs cité les nombres relatifs à Minnesota que pour prouver par l'exemple de cette mine, dont les travaux sont conduits avec la plus stricte économie, que les dépenses nécessitées par l'extraction, les transports, la fusion, etc., sont encore fort élevées, même dans les conditions exceptionnellement favorables dans lesquelles cette mine est exploitée.

En 1856 la production a été beaucoup plus forte qu'en 1855 ; on a pu envoyer au port d'Ontonagon de 150 à 160 tonnes de cuivre brut par mois, et on n'espère pas moins de 1,900 tonnes, soit 1,335 tonnes de cuivre pur pour l'année entière. Les dépenses ont été proportionnellement moindres, et le prix de revient n'aura probablement pas dépassé 1,450 francs par tonne de cuivre en lingots.

La mine de Minnesota, les travaux à la surface et les transports occupent plus de 600 personnes, parmi lesquelles on compte de 180 à 200 mineurs. le village qui entoure les établissements commence à prendre une grande importance.

National. — La mine *National* est située à l'Ouest de Minnesota, entre cette dernière et la rivière d'Ontonagon. Elle possède certainement la continuation des veines de Minnesota, et par suite devrait être déjà dans une situation favorable. Elle a malheureusement un procès engagé avec Minnesota [1] au sujet d'une assez grande étendue de terrain (plus de 300 mètres dans le sens de la direction des veines), et la compagnie n'a pas poussé avec activité ses

1. Le procès présente la particularité que l'une des deux compagnies prouve avoir acheté le terrain du gouvernement de Washington, tandis que l'autre a les titres de propriété émanant de l'État de Michigan.

travaux d'exploitation. On a commencé quelques galeries d'écoulement et de recherches, et constaté la richesse en cuivre sans exploiter sérieusement.

Les actionnaires ont versé plus de 500,000 francs, et la production n'a pas atteint 20 tonnes de cuivre pur en 1855.

FOREST. — La propriété de Forest est située sur la rive gauche de la rivière d'Ontonagon, à l'Ouest de la grande faille qui a dérangé l'alignement des chaînes de montagnes, des bancs de trapp et des gisements de cuivre; des travaux considérables ont été faits dans une veine assez pauvre, remarquable par la forte proportion d'épidote qu'elle renferme; on n'a trouvé que du cuivre natif disséminé en petits grains dans la gangue; aucune masse de cuivre un peu importante n'a récompensé la persévérance et l'habileté du directeur. Il a fallu suspendre les travaux en 1856, après avoir dépensé dans la mine et pour les installations à la surface plus de 1,500,000 francs, versés par les actionnaires, ainsi que l'argent produit par la vente du cuivre extrait. La production annuelle n'a jamais dépassé 80 tonnes de cuivre pur.

Le filon est dirigé N. 63° E. : il plonge vers le Nord sous un angle de 60°, tantôt coupant les bancs de trapp, tantôt les suivant sur une certaine profondeur. Le mur est amygdaloïde et le toit de trapp presque compacte. Les caractères de la roche, aussi bien que ceux de la gangue et du mode de dissémination du cuivre, démontrent que le filon de Forest n'est pas sur le prolongement des veines de Minnesota. Il appartient à la chaîne du Sud, bien que l'opinion contraire soit soutenue par les ingénieurs attachés à la mine. Plusieurs veines latérales ont été reconnues; on ne les a pas explorées, parce que aucune d'elles n'a paru avoir quelque importance. Cependant vers l'extrémité occidentale des travaux, la jonction d'une veine latérale avec la veine principale paraît répondre à un notable enrichissement.

Le directeur de Forest a fait tout ce qu'il était possible d'entreprendre pour organiser une exploitation économique. Il n'a pas réussi, et ne pouvait pas réussir; les filons d'une richesse exceptionnelle en cuivre peuvent seuls être exploités avec bénéfice dans les circonstances actuelles.

OHIO AND TRAPP-ROCK. — La mine Ohio and Trapp-Rock est située à plusieurs kilomètres à l'Ouest de la rivière d'Ontonagon, dans une des parties les plus sauvages et les plus bouleversées de la contrée. La compagnie a dû éprouver plusieurs fois des embarras pécuniaires, car les installations à la surface sont dans un état peu satisfaisant, et les travaux dans la mine sont très-peu développés. A l'époque de ma visite, en 1855, on venait de reprendre l'exploitation après une interruption dont je ne peux préciser la durée; les travaux ont été de nouveau suspendus en 1856, et probablement ne seront pas repris de sitôt.

Le filon est dirigé comme ceux de Minnesota, parallèlement aux bancs de

trapp en direction, et les coupe en profondeur sous un angle très-aigu. Il est peu puissant, il n'a pas plus de 1 mètre dans les renflements. On l'a exploré à cinq niveaux différents, le dernier devant servir de galerie d'écoulement, et déboucher dans une vallée assez éloignée des puits.

Ces travaux ont constaté que le filon ne contient pas de masses de cuivre de grandes dimensions; on n'a trouvé que de très-petites masses et du cuivre en petits grains disséminés dans la gangue.

L'atelier de préparation mécanique, établi au milieu d'un marais, a déjà fonctionné pendant un temps assez long pour qu'on puisse apprécier les résultats de l'entreprise. La matière bocardée n'a pas rendu plus de 1 1/2 p. 100 de cuivre brut, rendement bien trop faible pour qu'on puisse espérer des bénéfices.

Les actionnaires ont dû dépenser des sommes importantes, dont ils ne pourront probablement jamais retirer le plus faible intérêt.

NORWICH. — La mine de Norwich est située à moins de 1 kilomètre au Sud de la précédente, auprès de la limite des trapps et des grès. Le trapp forme une montagne élevée dont la pente vers le Sud est très-roide. Les établissements ont été construits dans une large vallée, qui s'étend à une grande distance au Sud. La nature du terrain ne peut être constatée à cause des alluvions qui s'avancent jusqu'au pied de la chaîne des montagnes.

Le filon affleure sur le sommet de la montagne; il est dirigé parallèlement aux bancs de trapp, E. 10° N., et plonge vers le Nord sous un angle de 62°. Il paraît être divisé en plusieurs veinules, intercalées entre les couches du terrain, et réunies par des filets en veinules presque imperceptibles; celle qu'on peut nommer la veine principale, présente une grande régularité, une puissance assez faible, qui ne dépasse pas 1 mètre dans les renflements; la gangue est formée d'épidote, de quartz, de calcaire spathique et de chlorite; elle renferme du cuivre en petits grains et des masses de cuivre de faibles dimensions. La plus forte a donné trois tonnes de cuivre, et sa découverte (1855) a rendu le courage aux actionnaires qui commençaient à désespérer de l'avenir [1]. Les travaux dans la mine sont assez développés, les installations à la surface sont à peu près complètes, et on pourra sans nouveaux sacrifices savoir prochainement si l'entreprise peut être profitable.

La gangue du filon n'a pas rendu plus de 2 p. 100 de cuivre brut à la préparation mécanique, c'est-à-dire 1 1/2 p. 100 de cuivre pur. Les masses de cuivre sont rares et trop peu importantes pour compenser la pauvreté

1. Cette découverte a déterminé la reprise des travaux dans les mines voisines; Windsor, Ohio et Trapp-Rock, abandonnées toutes les deux. La reprise n'a pas été de longue durée.

générale des mines. La question de vie ou de mort pour la mine de Norwich, est de savoir si on trouvera des grandes masses de cuivre.

Les actionnaires ont versé plus de 950,000 francs, et la production de 1855 ne s'élève qu'à 130 tonnes de cuivre en lingots.

WINDSOR. — La mine de Windsor est contiguë à celle de Norwich, et possède la continuation du même filon. Les travaux, abandonnés en 1854, ont été repris en 1855 sur l'annonce de la découverte de grandes masses de cuivre à Norwich; mais ils ont dû être arrêtés de nouveau en 1856, soit par suite de la crise financière, soit en raison de la pauvreté des gisements. Les sommes dépensées à Windsor sont, du reste, de beaucoup inférieures à celles de la mine voisine, et les veines ne sont pas suffisamment explorées.

PRODUCTION DE L'ONTONAGON. — Le district d'Ontonagon a produit en 1855, d'après M. Hill, 2,190 tonnes de cuivre brut, soit environ 1,420 tonnes de cuivre en lingots. En 1856, la production s'élèvera jusqu'à 2,800 tonnes de cuivre brut, soit 1,820 tonnes de cuivre pur.

PRODUCTION TOTALE. — En résumé, pendant les deux années 1855 et 1856, les mines de cuivre explorées ou exploitées dans les trois districts ont produit, cuivre en lingots :

	1855	1856
Pointe de Keweenaw......	1,300 tonnes.	1,450 tonnes
Portage................	230	320
Ontonagon..............	1,420	1,820
Production totale.........	2,950	3,590

Ces chiffres constatent une augmentation très-rapide dans la production; les travaux entrepris dans les trois districts font prévoir que l'accroissement n'est pas près de s'arrêter.

§ IV. — *Des mines de fer.*

Les immenses dépôts de minerais de fer qui existent à l'Ouest de Marquette dans les schistes métamorphiques sont exploités depuis longtemps; cependant les travaux n'ont pris de l'activité que depuis le printemps 1855. A la fin de la saison le port de Marquette avait acquis une grande importance, un chemin de fer était construit jusqu'aux mines principales, et les usines se multipliaient avec une rapidité surprenante.

Les minerais sont exportés en certaine quantité ou traités sur place dans des bas foyers. Il est probable que dans peu de temps on établira près de Marquette des hauts-fourneaux, des forges et des aciéries, et alors les ressources précieuses de la contrée pourront être convenablement utilisées.

En 1855, la valeur des minerais de fer et du fer en barres exportés, a été

de 662,000 francs; je ne connais pas les chiffres relatifs à 1856, mais ils doivent être bien plus forts, car dès la fin de 1855, les usines de Marquette étaient en mesure de produire 10 à 12 tonnes de fer en barres par jour.

Pour donner une idée de la richesse des minerais exploités, je citerai les résultats des analyses de plusieurs échantillons qui m'ont été envoyés par M. Bar.

	(1)	(2)	(3)	(4)	(5)	(6)	(7)	(8)	(9)	(10)	(11)	(12)	(13)
Gangue	15,0	26,0	38,5	11,0	11,0	1,5	4,5	6,5	21,5	43,0	43,0	23,0	2,0
Alumine	2,0	2,5	2,5	1,5	3,5	2,5	1,5	2,0	6,5	1,5	1,5	2,5	2,5
Chaux	0,2	1,0	0,8	2,0	2,5	1,7	1,0	0,2	0,5	2,5	1,0	0,5	»
Fer métallique	58,0	49,0	40,0	59,0	58,0	66,0	67,0	64,0	50,0	33,5	38,5	51,5	67,0
Oxygène combiné	24,0	21,0	17,3	25,0	24,5	28,0	26,0	27,0	21,0	14,5	16,2	22,0	28,3
Eau	»	»	»	1,1	»	»	»	»	»	4,6	»	»	»
	99,2	99,5	99,1	99,6	99,5	99,7	100,0	99,7	99,5	99,6	100,2	99,5	99,8

La gangue est un mélange de quartz et de silicate de fer, d'alumine et de chaux.

Presque tous ces échantillons contiennent le fer à l'état de peroxyde anhydre (fer oligiste); trois d'entre eux, (1), (7), (8), renferment une faible proportion de fer oxydulé; un seul, (10) contient une notable quantité de fer oxydé hydraté.

Aucun d'eux ne contient de soufre, de phosphore, d'arsenic, en traces appréciables; par suite le traitement de ces minerais donnera des fers très-purs, pourvu qu'on évite dans le traitement métallurgique les circonstances dans lesquelles la silice est partiellement réduite.

Tous les fers expédiés jusqu'à présent de Marquette, fabriqués aux bas foyers, ont été reconnus d'une pureté parfaite.

Je n'ai pu m'arrêter à Marquette que pendant un temps insuffisant pour étudier les gisements et les usines; je dois donc renvoyer les personnes que cette question peut intéresser aux publications faites par divers ingénieurs américains, notamment à la seconde partie du rapport de MM. Foster et Whitney (1851).

DESCRIPTION

DE

LA PRÉPARATION MÉCANIQUE

DES MINERAIS DE PLOMB

DANS LE OBER-HARZ.

1851.

INTRODUCTION.

La préparation mécanique des minerais de plomb du Harz a été le sujet de plusieurs mémoires, insérés dans le *Journal et les Annales des Mines.* Les deux plus importants sont dus à M. Héron de Villefosse [1] et à M. de Hennezel [2].

M. Héron de Villefosse, dont le nom est encore au Harz entouré d'estime et de respect, a fait connaître bien complétement le mode ancien de préparation mécanique suivi jusque vers 1826.

M. de Hennezel a décrit les modifications introduites jusqu'à l'année 1842.

Depuis cette époque, des améliorations nouvelles ont été apportées au mode de préparation; des expériences importantes ont été faites sur une grande échelle par MM. les ingénieurs du Harz, et ont conduit à des modifications dans les procédés et dans les appareils employés.

Ainsi, les cylindres broyeurs, les cribles à grilles fixes, les rätter, les trommels, ont été soumis à des expériences, et maintenant il est possible de donner des résultats intéressants sur les avantages et inconvénients des différents appareils; une nouvelle disposition est proposée pour remplacer les labyrinthes pour le classement des sables fins et des schlamms.

1. *Journal des mines*, t. XVII.
2. *Annales des mines*, 4e série, t. IV.

Dans ces circonstances, il m'a paru intéressant d'exposer de nouveau le système de préparation mécanique des minerais de plomb dans le Harz, avec toutes les modifications apportées ou expérimentées jusqu'en 1850.

Je considérerai successivement dans ce mémoire :

1° La nature des minerais et des gangues, dont la connaissance est indispensable pour qu'on puisse comprendre la raison des procédés suivis, et se rendre compte des modifications qu'il faudrait adopter pour appliquer ces procédés à des minerais différents;

2° La série des opérations auxquelles les minerais sont soumis à leur sortie des mines, pour être rendus propres à la fusion;

3° La disposition des différents appareils employés, leurs dimensions principales, la force motrice nécessaire, la quantité d'eau, le nombre des ouvriers;

4° La disposition générale de l'un des principaux ateliers du Harz, celui de la Bergwerkswohlfahrt;

5° Les considérations économiques, la production des trois districts du Harz, et les frais de préparation.

Je conserverai dans ce mémoire les mesures du Harz, en les traduisant en mesures françaises; voici, du reste, le tableau qui peut servir à faire les transformations.

Unités de longueur.

		mètres.
1 lachter ou toise...........	1° = 80 pouces =	1,620
1 pied....................	1′ = 12 pouces =	0,288
1 pouce..................	1″ = 12 lignes =	0,024
1 ligne..................	1‴ = ...	0,002

Unités de volume.

		m. cub.
1 treiben......................	= 40 tonnes =	6,368
1 tonne......................	= 4 kubel =	0,169
1 kubel..................................	=	0,042

Unités de poids.

		kilog.
1 centner.....................	= 100 livres =	49
1 livre..................................	=	0,49
1 marc..................................	=	0,245
1 loth ou once............................	=	0,0153

Monnaie.

		francs.
1 thaler.....................	= 24 bons gros =	3,75
1 gros.....................	= 12 pfenning =	0,156
1 pfenning..............................	=	0,013

CHAPITRE PREMIER.

DISPOSITION DES FILONS, NATURE DES MINERAIS ET DES GANGUES.

APERÇU GÉOLOGIQUE [1]. — Le massif des montagnes du Harz, nommé le Harzgebirge, est composé principalement de granite, de grauwacke et de schistes argileux : entouré de plaines de trois côtés, il forme un îlot presque isolé qui s'allonge jusqu'au Mansfeld.

Le point le plus élevé du Harz est le sommet granitique du Brocken (1,170 mètres au-dessus du niveau de la mer du Nord).

Le granite paraît avoir traversé les roches schisteuses sans les briser, mais en déviant les couches de leur direction. Ainsi les schistes et les grauwackes sont dirigés vers l'heure 3-4, au Nord-Ouest du Broken, tandis que vers le Sud, leur direction est sur l'heure 6-7.

La formation schisteuse constitue les cinq sixièmes de toute l'étendue du Harz; elle comprend un certain nombre de roches, évidemment contemporaines, et dont les principales sont : les schistes, la grauwacke, le quartzite, le grünstein et le calcaire.

Les schistes argileux sans grauwacke se présentent dans les régions de Saint-Andreasberg.

La grauwacke, sans alternances de schistes, domine vers le Sud et vers l'Est du Brocken.

Les schistes et la grauwacke, disposés par couches alternantes, forment la plus grande partie des terrains dans les régions de Lauterberg, Clausthal, Lautenthal et Goslar.

Le quartzite se présente en bancs puissants, dans le voisinage du granite, auprès de Saint-Andreasberg.

Le grünstein apparaît en couches intercalées dans les schistes et grauwacke, et parfois passe graduellement à ces deux roches.

Le calcaire peut être observé en couches dans les schistes, ou en masses puissantes, notamment auprès de Grund.

1. Les personnes qui voudront avoir des détails de toute nature sur le Harz ne pourront mieux faire que de consulter l'excellent ouvrage de M. Zimmermann, intitulé : *Das Harzgebirge*, Darmstadt, 1834; nous en avons tiré quelques renseignements intéressants.

Les montagnes formées de ces différentes roches sont en général à pentes douces, et présentent à leurs sommets des plateaux assez étendus. Les vallées sont nombreuses et peu profondes; les ruisseaux ne sont pas assez puissants pour produire à eux seuls la force motrice nécessaire aux mines, aux ateliers de préparation mécanique et aux usines. Il a fallu créer des étangs, construire des canaux gigantesques, pour rassembler les eaux, pour les conduire là où elles doivent être employées. L'ensemble de ces travaux est un des chefs-d'œuvre de la patience et du génie humains.

Les montagnes sont couvertes de forêts, qui fournissent les bois et charbons nécessaires aux différentes opérations.

Filons et amas. — Les minerais métalliques se présentent en amas et en filons. — Les premiers contiennent plus spécialement les minerais de fer; ils sont nombreux dans les schistes et dans la grauwacke, au contact du grünstein. Les minerais de plomb, cuivre et argent sont presque toujours en filons bien caractérisés. Cependant quelques géologues considèrent comme un amas le fameux gîte de Rammelsberg, dans lequel on exploite, depuis des siècles, des minerais très-complexes contenant : de la pyrite de fer, du cuivre pyriteux, du cuivre gris, de la galène, de la blende, formant des veines plus ou moins isolées dans une gangue de schiste, de quartz, de calcaire et de baryte sulfatée.

On peut distinguer plusieurs classes de filons:

1° Les filons de galène plus ou moins argentifère. Ils contiennent principalement de la galène, de la blende, un peu de cuivre pyriteux, de la pyrite de fer, du cuivre gris. Les gangues les plus ordinaires sont : le calcaire blanc lamelleux, le quartz, la baryte sulfatée, le fer carbonaté spathique; la grauwacke et les schistes tendres, dans lesquels les autres minéraux forment des veines plus ou moins puissantes. Ces filons coupent en général les schistes; leur direction varie de l'heure 6 à l'heure 12. Assez souvent plusieurs veines à peu près parallèles se suivent à de faibles distances et constituent un système de filons, gang zug. Dans chaque système domine une gangue particulière : ainsi dans le Burgstädterzug, le calcaire lamelleux est la gangue la plus abondante; dans le zellerfelderzug le quartz est prédominant; dans le Rosenhoferzug le fer carbonaté spathique est en masses considérables; à la mine importante de Bergwerks-Wohlfahrt, la baryte sulfatée forme des veines très-puissantes. Aucune de ces gangues n'est argentifère.

2° Filons de cuivre. Ils renferment les espèces suivantes : cuivre pyriteux, sulfure de cuivre, malachite; les gangues sont : le quartz, la baryte sulfatée, le spath fluor et le fer oxydé rouge. Ces filons ne se trouvent que dans la grauwacke, du côté de Lauterberg : nous remarquerons que dans plusieurs filons de galène le cuivre pyriteux et la pyrite de fer forment quelquefois des

veines assez puissantes, et deviennent, par places, les seuls minerais que renferment les filons : ce cas se présente notamment dans le Burgstädterzug, auprès de Clausthal.

3° Filons ferrugineux, renfermant le fer oxydé rouge, le fer carbonaté, l'hématite brune; les filons de fer oligiste sont particuliers à la grauwacke, et contiennent presque toujours de la baryte sulfatée.

4° Les filons argentifères de la contrée de Saint-Andreasberg. Ces filons sont ordinairement peu puissants, ils renferment de la galène et plusieurs espèces minérales, de l'argent, parfois en très-beaux cristaux, de l'arsenic riche en argent; les gangues sont le calcaire spathique et le quartz.

Comme nous décrirons plus spécialement la préparation mécanique des minerais de plomb, nous insisterons un peu sur la disposition de ces minerais dans les filons.

Disposition des minerais dans les filons de galène. — Dans les filons plombeux la matière prédominante est toujours le schiste et la grauwacke, dans lesquels les autres substances minérales forment des veines plus ou moins puissantes. Le quartz, le fer carbonaté, la baryte sulfatée, le calcaire spathique, se présentent en veines qui ont souvent des renflements considérables. La galène, accompagnée de blende, d'un peu de pyrites de fer et cuivre, de cuivre gris, forme des veines et des veinules assez irrégulières, quelquefois d'une grande épaisseur, accompagnant celles de baryte, de calcaire, de fer carbonaté, et les pénétrant en veinules irrégulières ou en mouches isolées, perdues pour ainsi dire et invisibles dans la gangue. Cette dissémination des minerais en particules imperceptibles s'étend souvent à une grande distance des veines de galène; elle est surtout très-sensible entre deux veines assez rapprochées. Aussi, dans l'abatage, faut-il considérer comme minerai, élever au jour et livrer à la préparation mécanique, toute la masse des filons comprise entre les différentes veines de galène et celle qui est immédiatement en contact avec elles, bien qu'à l'apparence on doive en considérer une partie comme tout à fait stérile. C'est donc une condition essentielle d'une bonne exploitation de ne laisser dans les remblais que les fragments stériles abattus à une certaine distance de toute veine métallique, distance variable, bien entendu, d'une mine à l'autre, et que peut seule déterminer une longue expérience pratique.

La blende est souvent intimement mélangée avec la galène; d'autres fois elle forme des veines distinctes, surtout dans la profondeur [1]. La blende n'est jamais notablement argentifère.

1. Il importe de remarquer que la blende devient presque toujours plus abondante dans la profondeur; on peut citer comme exemple les mines de Lautenthal, dans les-

La pyrite de fer et le cuivre pyriteux sont presque toujours en mouches ou en veinules, disséminées dans la galène, plus rarement en veines, parfois très-puissantes, mais alors bien distinctes. Ces deux espèces minérales ne contiennent pas d'argent.

Le cuivre gris se présente fréquemment en mouches isolées, et très-rarement en veines séparées de la galène. Il est assez riche en argent; mais sa richesse est très-variable.

La galène contient de 1 1/4 à 12 loths d'argent au centner (0,00041 à 0,00372; 41 à 372 grammes d'argent aux 100 kilos de galène pure). Le plus ordinairement la galène rend à l'essai du plomb d'œuvre tenant de 3 à 5 loths d'argent au centner (93 à 155 grammes d'argent aux 100 kilos).

Précaution dans l'abatage. — Dans l'exploitation des mines, les ingénieurs du Harz prennent les plus grandes précautions pour éviter les ébranlements des terrains encaissants et de la masse même des filons; ils adoptent les dispositions nécessaires pour conduire directement les eaux aux galeries d'écoulement, et pour les empêcher de traverser les gradins en abatage. Les minerais abattus sont reçus sur des aires disposées d'une manière spéciale, et présentant une surface ferme, perméable aux eaux, et constamment sèche. De l'ensemble de ces précautions résultent de grands avantages : les minerais ne sont pas broyés par la pression du terrain; les seuls menus qu'on obtient proviennent de l'abatage d'une roche dure et du cassage des fragments. Les minerais sont bien secs et bien propres; ils ne sont pas ordinairement recouverts de boue épaisse, comme cela se présente dans presque toutes les autres mines. Un triage bien soigné est possible dans la mine même, avant que les minerais ne soient élevés au jour.

Le triage n'est fait que pour les gros fragments. Tous ceux qui contiennent des veines et veinules de minerai, tous ceux qui, bien que paraissant stériles, proviennent du voisinage des veines de galène, sont chargés dans les wagons, roulés aux puits d'extraction et montés au jour; les autres sont laissés dans les remblais : on charge du triage les vieux et habiles mineurs. Les menus donnés par l'abatage et par le triage sont tous extraits pour passer à la préparation mécanique. D'après cela, les minerais sortant des mines sont de deux qualités bien différentes : le gros contient de la galène disséminée souvent en mouches imperceptibles, et provient toujours soit des veines métallifères, soit des parties immédiatement en contact avec ces veines; le menu, au contraire, provient de toutes les parties abattues, et contient des fragments de minerai, des roches en contact avec le minerai et des roches qui, en place

quelles la blende est le minerai dominant à la profondeur de 600 mètres. La baryte sulfatée disparaît presque complétement dans la profondeur.

éloignées des veines, sont parfaitement stériles. Cette différence de provenance du gros et du menu explique la différence du traitement à la préparation mécanique. On ne fait du stérile avec le gros que par un triage attentif, tandis que les menus peuvent donner du stérile aux criblages.

Les ateliers de préparation mécanique sont en général placés à proximité des mines; cependant leur position dépend de la possibilité d'avoir la force motrice et l'eau nécessaire au lavage; de la facilité d'établir des chemins de fer, par lesquels on puisse transporter économiquement les minerais des puits d'extraction aux bocards, et de la proximité des usines dans lesquelles les minerais préparés doivent être fondus. Ainsi, plusieurs des bocards de la vallée de Clausthal traitent des minerais qui proviennent des mines situées de l'autre côté de la ville. Ces minerais sont transportés d'abord en bateau par la grande galerie de navigation, élevés ensuite au jour dans la vallée de Clausthal, et roulés aux bocards dans des wagons, sur des chemins de fer à pentes douces établis sur les flancs de la vallée.

Les trois districts de Clausthal, Zellerfeld et St-Andreasberg comprennent 58 bocards et laveries pour les schlamms. Nous donnons à la fin du mémoire la quantité de minerai traité et celle des produits obtenus.

CHAPITRE SECOND.

MODE DE PRÉPARATION MÉCANIQUE DES MINERAIS DE PLOMB.

Les minerais arrivent des mines gros et menus mélangés. La première opération à laquelle on les soumet est le triage, séparant le gros (wände) des menus (grubenklein). Les menus sont transportés aux ateliers de préparation mécanique, le gros est soumis à un cassage et triage.

SÉPARATION EN WANDE ET GRUBENKLEIN. — Les haldes sur lesquelles on décharge les minerais sont assez souvent fort élevées au-dessus des aires de triage; aussi les gros fragments roulent d'eux-mêmes aux pieds des haldes beaucoup plus loin que les menus, dont ils se séparent spontanément. Quand la disposition du terrain ne permet pas une grande hauteur de haldes, la séparation du gros et des menus doit être faite par des ouvriers, qui retirent les gros fragments engagés dans la masse des menus. La distinction entre les wände et le grubenklein est fondée seulement sur la grosseur des fragments. La limite inférieure, au-dessus de laquelle un morceau est classé parmi les

wände, est un peu variable d'une mine à l'autre, avec la nature et la richesse des minerais. On peut admettre 8 à 9 centimètres comme valeur moyenne de cette limite.

CASSAGE ET TRIAGE DES WANDE. — Le traitement des wände se divise en deux opérations : le cassage et triage, le scheidage.

La première opération se fait en plein air, la seconde dans des ateliers fermés ; toutes deux n'ont généralement lieu que pendant l'été.

Cassage. Les wände sont réunis en tas autour de l'aire de cassage : des ouvriers spéciaux viennent prendre les morceaux et les distribuent aux différents casseurs, en donnant à chacun une qualité déterminée de minerai, autant du moins que le choix peut être fait rapidement, par le poids relatif et l'apparence des morceaux. Les casseurs doivent faire en même temps le triage, et diviser les fragments cassés en un très-grand nombre de qualités différentes. Considérons d'abord le cas le plus simple, c'est-à-dire un minerai contenant seulement de la galène, ou avec elle une quantité insignifiante de blende, de pyrite de fer et de fer carbonaté ; à gangue d'argile, de calcaire et de grauwacke. Les casseurs doivent produire par le triage les qualités suivantes :

1° *Stufferz*, minerai massif, bon à fondre, qui n'a besoin que d'être écrasé sous les pilons d'un bocard à sec. L'écrasement de ce minerai a seulement pour but de le rendre propre à être bien mélangé avec les autres minerais traités dans les usines, et de permettre la détermination rigoureuse de sa richesse en plomb et en argent.

2° *Scheide stufferz*, ou minerai massif n° 2, qui doit être soumis au scheidage, c'est-à-dire qu'on doit, par un cassage avec des marteaux plus petits et par un triage, retirer de ce minerai une certaine proportion de stufferz pur. La distinction de cette qualité n'est pas seulement fondée sur sa richesse absolue, mais principalement sur la disposition de la galène en veines compactes, qu'on peut séparer des galeries moins riches par des coups de marteau convenablement dirigés.

3° *Schurerz*, minerai riche tenant de 25 à 30 p. 100 de galène tellement engagée dans la gangue qu'on doit soumettre le minerai à une préparation mécanique complète. Dans le schurerz, la galène est en veinules irrégulières, mais cependant assez compactes, pour qu'en écrasant les minerais sous les pilons d'un bocard ou bien entre des cylindres broyeurs, jusqu'à la dimension d'environ 1/2 pouce$=0^m,012$, on puisse par criblage obtenir une certaine proportion de grenailles bonnes à fondre.

4° *Pocherz*, minerai assez pauvre, tenant de 8 à 12 p. 100 de galène disséminée dans la gangue, de telle sorte que pour retirer par criblage des grenail-

les bonnes à fondre, il faut écraser les minerais, soit aux bocards, soit aux cylindres broyeurs, en grenailles de 3|8 à 3|16 de pouce=$0^m,009$ à $0^m,0045$.

5° *Bergerz*, minerai très-pauvre tenant seulement 2 à 3 p. 100 de galène, intimement mélangée avec la gangue, en sorte qu'il est nécessaire de broyer fin pour pouvoir obtenir, dans les différents appareils de la préparation mécanique, la séparation de la galène et de la gangue.

6° *Berg*, ou stérile. Il ne faut pas considérer l'expression *stérile* d'une manière trop absolue. L'expérience a depuis longtemps prouvé que toutes les parties des wände, provenant du voisinage des veines de minerai, contiennent une certaine quantité de galène disséminée en mouches invisibles. C'est même pour cette raison qu'on extrait toutes les parties abattues, qui en place sont au contact des veines métallifères. Il faut donc une grande attention de la part des ouvriers et des surveillants pour cette qualité stérile. Il faut recommencer de temps en temps des expériences sur des quantités assez grandes du *stérile* jeté, afin de s'assurer que la quantité de galène contenue n'est pas assez grande pour payer les frais de la préparation mécanique [1].

Nous avons supposé le cas très-simple d'un minerai contenant de la galène et des gangues légères : ordinairement les minerais sont plus complexes, et renferment de la blende, de la pyrite de fer, du cuivre pyriteux, du cuivre gris, des gangues lourdes, comme la baryte sulfatée et le fer carbonaté, dont la présence influe beaucoup sur la difficulté de la préparation mécanique et sur le mode de traitement métallurgique des minerais préparés. Ces matières obligent à faire, au cassage et triage, un nombre beaucoup plus considérable de qualités différentes. Nous donnons dans le tableau suivant l'énumération des qualités différentes produites par le cassage et triage des minerais les plus complexes.

A. Stufferz bon à fondre.	1° Plombeux, ne renfermant que de la galène ; 2° Plombeux-cuivreux, contenant de la galène avec une proportion plus ou moins grande de cuivre gris et de cuivre pyriteux ; 3° Cuivreux, contenant du cuivre pyriteux mélangé de pyrite de fer ; 4° Blendeux, ne renfermant que de la blende [2] ;

1. Il convient de remarquer que la main d'œuvre de la préparation mécanique n'est pas fort élevée, mais que les pertes en métaux au lavage sont d'autant plus fortes qu'il est nécessaire de broyer les minerais plus fin, et par suite que la galène est disséminée dans la gangue en mouches plus petites : pour la qualité réputée stérile, la perte au lavage ne serait certainement pas inférieure à 80 p. 100 des métaux contenus.

2. Cette qualité de minerai n'a pas encore été utilisée au Harz, par suite des conditions défavorables au traitement pour zinc, défaut de combustibles minéraux et de terres réfractaires.

B. Scheide stufferz, minerai qui doit être soumis au scheidage.	1° Plombeux, ne contenant ni cuivre pyriteux ni blende; on le divise encore en : α, minerais à gangues légères; β, minerais à gangues lourdes; 2° Plombeux-cuivreux, α, à gangues légères; β, à gangues lourdes; 3° Cuivreux, α, à gangues légères, β, à gangues lourdes; 4° Plombeux-blendeux, dans lesquels la blende est le seul minéral mélangé à la galène en forte proportion.[1]
C. Schurerz.........	1° Plombeux, ne renfermant pas de cuivre pyriteux, divisé en plusieurs qualités, suivant la nature des gangues : α, argile, quartz, grauwacke, calcaire, β, fer carbonaté, γ, blende, δ, baryte sulfatée; 2° Plombeux-cuivreux, à gangue de : α, argile, quartz, grauwacke, calcaire, β, fer carbonaté, γ, blende, δ, baryte sulfatée; 3° Cuivreux, à gangue de : α, argile, grauwacke, quartz, calcaire, β, baryte sulfatée, γ, blende, δ, pyrite de fer;
D. Pocherz.........	— On fait pour le pocherz les mêmes divisions que pour le schurerz.
E. Bergerz.........	Plombeux, à gangue de : α, argile, quartz, grauwacke, calcaire, β, fer carbonaté, γ, baryte sulfatée, δ, blende. Tous les fragments de bergerz qui renferment du cuivre sont considérés comme pocherz. On divise assez souvent le bergerz en deux qualités, l'une cassée et triée, l'autre très-pauvre, soumise au scheidage.
F. Berg, ou stérile.	

Ainsi, dans le cas le plus simple, le cassage et triage ne donne pas moins de six qualités différentes, et le nombre s'élève jusqu'à quarante-quatre, dans le cas le plus complexe, c'est-à-dire si on suppose réunies toutes les espèces minérales qui se trouvent dans les filons. Nous avons dressé le tableau précédent afin de bien faire ressortir l'importance que l'on attache au Harz au cassage et triage, et à la division en qualités, d'après la richesse des mi-

1. Cette division de la seconde qualité stufferz est rendue nécessaire, parce que les menus du scheidage doivent être soumis à la préparation mécanique, réunis aux minerais de même nature donnés par le cassage et triage.

nerais et d'après la nature des gangues, division qui permet de livrer aux ateliers de préparation mécanique des minerais bien déterminés, pour lesquels le mode de travail reste constamment le même.

On trouve quelquefois avantage à séparer les minerais à gangue exclusivement calcaire de ceux à gangue schisteuse; cette division se fait, par exemple, à Saint-Andréasberg pour les minerais du filon Andréas-Kreuz. Les sables stériles provenant des minerais calcaires peuvent être utilisés à la ville pour sabler les parquets des maisons, tandis que ceux des minerais argileux sont noirs et ne peuvent pas servir à cet usage. En outre, il est bien prouvé que es minerais calcaires donnent au bocardage une plus forte proportion de schlamms que les minerais argileux.

Cassage. — Le cassage est fait avec des marteaux à manches longs de $0^m,60$, à têtes carrées aux deux bouts et pesant 1 kilog. et demi en moyenne. L'ouvrier est debout devant son tas de minerais cassés, dont la hauteur doit être, autant que possible, maintenue entre $0^m,40$ et $0^m,60$, afin que l'homme ne soit pas obligé de se courber beaucoup. Chaque casseur a une qualité spéciale, dont il doit former son tas. Les wände, ayant à peu près cette qualité, lui sont apportés à proximité; il en prend successivement les morceaux, il les place sur son tas et les casse en fragments ayant au plus $0^m,08$ de côté, mais en général de grosseur telle qu'il puisse juger avec certitude de leur nature. Tous les fragments, ayant bien la qualité dont le casseur est chargé, sont laissés sur le tas; tous les autres sont jetés aux tas voisins, d'après leur nature, en sorte que tous les tas de minerais cassés se trouvent contenir chacun une qualité spéciale. Le stérile est déposé au même endroit par tous les casseurs, et n'est enlevé qu'après une visite minutieuse du contre-maître (Steiger).

Le nombre des ouvriers casseurs dépend de la quantité de minerais à casser, mais encore plus du nombre des qualités différentes qu'ils doivent produire.

Scheidage. — Le cassage et triage donne deux ordres de produits qui doivent être soumis au scheidage; ce sont : 1° le scheide-stufferz; 2° le bergerz très-pauvre,

Le minerai riche, qui a besoin d'être soumis à un nouveau cassage et triage, est livré à de vieux mineurs, trop vieux ou trop infirmes pour pouvoir descendre dans les mines; ils travaillent assis devant un banc de triage. Chacun d'eux se sert d'un tas en fer, sur lequel il tient d'une main le fragment à casser, qu'il frappe de l'autre avec un marteau à manche court, dont la tête est carrée d'un côté et biseautée de l'autre. Il dirige les coups de manière à frapper sur la gangue, à côté des veines de minerai. Les petits morceaux de minerai pur sont portés aux magasins; les menus du cassage sont mis de côté.

Les qualités différentes de scheide-stufferz étant traitées séparément, le scheidage donne très-facilement les produits suivants :

A. Stufferz, bon à fondre :	Plombeux, pur; Cuivreux-plombeux; Cuivreux pur;
B. Schurerz, en menus du cassage :	Plombeux; Plombeux-cuivreux; Blendeux; Cuivreux.

Ces différentes qualités de schurerz sont envoyées aux ateliers de préparation mécanique qui traitent les minerais riches; ils passent d'abord à l'appareil de classification, et ensuite au criblage.

Les minerais très-pauvres, bergerz, présentent assez souvent une disposition du minerai dans la gangue, telle que par un cassage et triage attentif on peut séparer une certaine quantité de stérile : les morceaux de cette nature sont soumis à un scheidage fait par des ouvriers plus habiles que ceux chargés du premier cassage et triage, mais présentant très-peu de différence dans l'exécution. Les produits sont :

1° Du bergerz, de différentes qualités ;

2° Du berg, ou stérile véritable ;

3° Des menus du cassage.

Menus. — Tous les menus du cassage extérieur et ceux du scheidage du bergerz sont jetés sur une grille inclinée en fonte, dont les ouvertures carrées ont $0^{m},03$ de côté. Cette grille sépare des menus véritables une certaine quantité de morceaux assez gros pour être triés à la main. Les menus sont envoyés à la préparation mécanique en même temps que le grubenklein : les morceaux sont triés à la main et divisés en schurerz, pocherz, bergerz et en berg.

Résultats. — Il n'est pas inutile d'indiquer les quantités de travail que peut produire un ouvrier dans les différentes opérations que nous venons d'exposer.

Séparation des wände du grubenklein. Dans le cas assez défavorable, des minerais déchargés sur une halde de faible hauteur, un homme peut retirer les wände et les distribuer aux casseurs, environ 5 tonnes, chacune de 6 2/3 pieds cubes, dans une journée de dix heures de travail; soit : $0^{mc},797$.

Cassage et triage. On admet généralement qu'un ouvrier casseur, prenant les wände à proximité de son tas, faisant le cassage et triage, peut produire dans une journée de dix heures :

		mèt. cub.		
	1 1/2 tonne	= 0,240	de schurerz cassé et trié,	
ou bien	4 1/2 tonne	= 0,717	de pocherz cassé et trié,	
ou	3 1/4 tonne	= 0,518	de bergerz cassé et trié.	

Ces nombres se rapportent à des minerais ordinaires.

Scheidage. — Les vieux mineurs chargés de cette opération travaillent avec peu de vigueur et d'énergie, aussi ne peut-on pas compter en général sur plus de 5 tonnes par semaine pour le travail d'un homme.

Mode de payement. — Tous les ouvriers casseurs et scheideurs sont payés à la journée ; ce mode de payement est le seul qui puisse convenir au travail qui leur est imposé. C'est par l'emploi de casseurs que débutent les jeunes garçons qui doivent devenir mineurs. Ils reçoivent un salaire de plus en plus élevé, à mesure qu'ils comptent un plus grand nombre d'années de service. Par semaine les jeunes garçons de quatorze à vingt ans gagnent :

	gros.	francs.	francs.
Pour la 1re année	9	1,404	
— 2e année	9 8/12	1,52	
— 3e année	10	1,56	
— 4e année	10 à 11	1,56	à 1,716
— 5e année	11 à 12	1,716	à 1,872
— 6e année	12 à 13	1,872	à 2,028
— 7e année	13 à 15	2,028	à 2,340

Les jeunes gens de plus de vingt ans peuvent gagner, quand ils sont devenus très-habiles, de 16 à 28 gros = 2f,496 à 4f,368.

Les vieux mineurs employés au scheidage reçoivent par semaine de 1 thaler à 1 thaler 1/2 = 3f,75 à 5f,63. Quelquefois cependant ils prennent le scheidage à l'entreprise à raison de 6 gros par tonne, soit près de 6 francs par mètre cube : un homme ne peut pas aller au delà de 1 mètre cube par semaine.

Les scheideurs pour le bergerz sont payés comme les bons casseurs de 3 à 4 francs par semaine.

Les minerais préparés par le cassage et triage sont mis en grands tas à l'air, excepté les stufferz bons à fondre, qui sont enfermés dans des magasins couverts. Ces derniers sont envoyés de temps en temps au bocard, sous les pilons duquel ils doivent être écrasés avant d'être fondus. Les autres qualités sont expédiées progressivement aux ateliers de préparation mécanique.

Observations sur le mode de cassage et triage. — Les dispositions du cassage et triage que nous venons d'exposer présentent plusieurs inconvénients qu'il est bon de signaler. Le plus grave est certainement le mode de payement à la journée : les ouvriers n'ont aucun intérêt à faire beaucoup de travail, ni surtout à faire convenablement le triage. On ne peut les y con-

traindre que par une surveillance incessante, qui ne compense pas l'insouciance des ouvriers.

Un second inconvénient est la disposition même du triage. Les casseurs doivent effectuer la plus grande partie du triage définitif, puisqu'on ne soumet au scheidage ultérieur que le scheide-stufferz et le bergerz pauvre. Il est évident que les casseurs, armés de marteaux à longs manches, ne peuvent, sans interrompre fréquemment leur travail, trier les fragments cassés avec un soin convenable, ni surtout pousser assez loin la division des fragments pour que chacun appartienne à une qualité bien déterminée.

Il est indispensable de soumettre au scheidage toutes les qualités produites par le premier cassage et triage, et aussi de donner toutes les parties du travail à l'entreprise, en intéressant les ouvriers à faire le plus possible des qualités qui présentent le plus grand avantage, c'est-à-dire le stufferz et le stérile, et ensuite, pour les qualités intermédiaires, à produire plus de schurerz que de pocherz, plus de pocherz que de bergerz. Les conditions essentielles ont été bien comprises au Harz, et dès le commencement de 1850 on a essayé un nouveau mode de cassage et triage, remédiant aux deux inconvénients principaux que nous venons de signaler.

Nouveau mode de cassage et triage. — L'opération complète est divisée en deux opérations partielles : la première est un cassage et triage préliminaire des wände en fragments de $0^{m},08$ environ, produisant les qualités précédemment indiquées : stufferz, scheide-stufferz, schurerz, pocherz, bergerz, berg; la seconde est un scheidage ou cassage au marteau à manche court et triage définitif, s'appliquant aux qualités, scheide-stufferz, schurerz, pocherz, bergerz, données par la première opération, et produisant les qualités définitives : stufferz, schurerz, pocherz, bergerz, berg. Les deux opérations sont surveillées constamment par les steiger; et les différentes qualités produites doivent être reçues par un obersteiger avant d'être comptées aux casseurs, et avant d'être expédiées aux ateliers de préparation mécanique, ou aux usines.

Les ouvriers sont tous payés à l'entreprise, et le prix varie avec les qualités différentes des produits. Le stufferz et le stérile sont payés à un prix comparativement très-élevé; le schurerz est payé davantage que le pocherz, et ce dernier que le bergerz.

Les résultats de ce nouveau mode de cassage et triage seront très-probablement les suivants : les frais de main-d'œuvre seront assez élevés, mais cette plus grande dépense sera compensée par la production d'une plus forte proportion de stufferz et de berg, de schurerz et de pocherz, et aussi par une plus grande homogénéité dans les qualités produites.

Il faudra probablement un temps assez long pour que les avantages de cette nouvelle méthode soient bien en évidence, parce qu'ils résulteront d'une plus

grande économie dans la préparation mécanique, d'une production plus grande en grenailles et schlichs préparés pour la fusion, comparées à une plus forte dépense en main-d'œuvre dans la première opération, cassage et triage[1].

Préparation mécanique des menus des mines et des différentes qualités provenant du cassage et triage des Wände.

Les nombreux ateliers renfermant des cylindres broyeurs, des bocards et autres appareils de préparation mécanique, reçoivent tous des qualités bien constantes de minerais, en sorte que le travail reste toujours à peu près le même dans chacun. On traite séparément le grubenklein, et les produits du cassage des wände, schurerz, pocherz, bergerz, et pour ces trois dernières espèces, les qualités qui diffèrent entre elles par la nature des matières métalliques et des gangues. La série des opérations est du reste à peu près la même ; on procède toujours par broyages et criblages successifs.

Le travail est divisé en deux parties : travail d'été, travail d'hiver.

Pendant l'hiver on traite les matières les plus pauvres données par les différentes opérations de l'été. Cette division est rendue nécessaire par le manque d'eau pendant l'hiver : cette saison est tellement rude au Harz que l'eau des canaux et des étangs est souvent entièrement gelée.

Pendant l'été le traitement mécanique des produits du cassage des wände comprend les opérations suivantes :

1. Les pertes en métaux dans les opérations diverses de la préparation mécanique sont d'autant plus grandes qu'on traite avec le minerai une plus forte proportion de gangues. Ainsi, pour les schurerz la perte en métaux ne dépasse pas 3 à 4 p. 100. Pour le pocherz la perte s'élève à 8 et 9 p. 100. Pour le bergerz elle dépasse 20 p. 100. Il est bien évident, d'après cela, que le nouveau mode de cassage et triage, diminuant beaucoup la proportion de bergerz, doit diminuer en même temps la perte totale en métaux ; il ne faut cependant pas perdre de vue que la nouvelle méthode augmentera nécessairement beaucoup la proportion du berg, et comme cette qualité contient toujours une petite quantité de minerai, engagé dans la gangue en mouches imperceptibles, il en résultera une augmentation dans la perte, et une diminution dans la somme totale des frais de préparation, puisqu'on aura moins de minerais à préparer. En présence de ces avantages et de ces inconvénients, il est prudent de ne pas se prononcer entre la nouvelle et l'ancienne méthode, et d'attendre les résultats des expériences. On peut cependant citer une mine pour laquelle les résultats de la nouvelle méthode ne seront probablement pas très-avantageux : c'est celle de Bergwerkswohlfart, dans laquelle la galène est disséminée souvent en mouches invisibles, à une grande distance des veines apparentes. Pour les wände sortant de cette mine on ne pourra jamais faire qu'une très-faible proportion de stérile, et l'avantage de la nouvelle méthode de cassage résultera seulement d'une plus forte proportion de stufferz, et de pocherz. Cet avantage sera nécessairement très-faible, parce que maintenant déjà le triage est fait avec un soin extrême.

1° Broyage aux cylindres ou sous les pilons des bocards, en réduisant les minerais en grains de la dimension la plus grosse, pour laquelle on peut obtenir aux criblages une certaine proportion de grenailles bonnes à fondre;

2° Séparation par le moyen de l'eau des sables fins et des schlamms, produits par le broyage, des grains qu'il est possible de soumettre au criblage;

3° Division des grains en un certain nombre de grosseurs au moyen d'un appareil de classification;

4° Criblages des différentes grosseurs de grains, donnant une certaine proportion de stufferz, et des grains de deux ou trois richesses différentes;

5° Nouveau broyage de ces grains plus ou moins pauvres, donnés par les criblages, en ayant soin que l'écrasement soit poussé d'autant plus loin que les grains sont plus pauvres;

6° Séparation, au moyen de l'eau, des sables fins et schlamms, des sables bons à cribler;

7° Division des grenailles en grosseurs, dans un appareil de classification;

8° Nouveaux criblages des grenailles, séparation d'une certaine quantité de minerai bon à fondre; et répétition de ces opérations successives, broyage, classification, criblage sur les grenailles pauvres, en écrasant en grains de plus en plus fins;

9° Classement des sables fins et des schlamms dans des caisses de débourbage, des labyrinthes et grands bassins de dépôt;

10° Traitement des sables aux caissons, aux caisses de débourbage, tables à toiles et cribles fins, en recueillant dans des bassins les schlamms séparés dans ces opérations;

11° Traitement des schlamms des labyrinthes sur de longues tables dormantes;

12° Traitement spécial sur des tables dormantes des boues fines, reçues dans les grands bassins de dépôt.

On ne fait pas de stérile. Tous les produits très-pauvres sont mis en dépôt pour le travail d'hiver.

Pour les menus des mines, le mode de préparation est assez peu différent.

Le grubenklein est traité d'abord dans un appareil, Rätterwäsche, dans lequel les schlamms et sables fins sont séparés des grenailles, et ces dernières classées en grosseurs. Les plus gros fragments sont soumis à un triage produisant les mêmes qualités que le cassage et triage des wände. Les grenailles moins grosses passent au criblage, et ensuite à la série d'opérations que nous venons d'exposer. Les sables fins et schlamms sont aussi traités comme il a été dit plus haut. Après cet exposé succinct nous allons décrire plus complétement la préparation mécanique des trois qualités, schurerz, pocherz, bergerz, et

celle du grubenklein : nous indiquerons ensuite le mode de préparation des matières pauvres pendant l'hiver.

Préparation mécanique du schurerz. — Un atelier, qui traite la qualité dite schurerz, contient ordinairement : des cylindres broyeurs, avec leur tamis à secousses (rätter), leur roue élévatrice, la caisse de débourbage (durchlass) et les appareils de classification (séparations-rätter) ;

Un bocard à trois batteries, avec l'appareil de classification ;

Les cribles pour les grenailles (setzmaschine) ;

Les canaux de débourbage (schossgerenne), les labyrinthes et les bassins de dépôt (sümpfen) ;

Six caissons (schlämm-gräben) ;

Une petite table à secousses (sichertrogg) ;

L'appareil de la table à toiles, comprenant : une caisse de débourbage (durchlass), un canal incliné à gradins (abfall-gerenne), et la table à toiles (plannenheerd, par abréviation planherd), des bassins de débourbage pour les sables sortant du planherd ;

Trois systèmes de tables dormantes (kehrherd), avec des bassins pour les schlichs et les schlamms plus ou moins riches ;

Plusieurs séries de grands bassins de dépôt pour recueillir les boues fines, entraînées par les eaux sortant des différents appareils.

Broyage. — Les minerais arrivent sur un plancher au-dessus des cylindres broyeurs, et sont déchargés dans une trémie. Un ouvrier les fait tomber en temps convenable entre les cylindres, dont l'écartement est déterminé de manière à produire le plus possible de grenailles de 3/8 de pouce, $0^m,009$. Cet écartement varie avec la dureté des minerais et avec l'état d'usure des cylindres. Les minerais broyés tombent sur un rätter, dont les grilles présentent des ouvertures carrées de 3/8 de pouce, $0^m,009$. Les grains et les sables passent à travers les ouvertures, tandis que les fragments plus gros que $0^m,009$ tombent dans les augets de la roue élévatrice, qui les déverse sur le plancher supérieur; on les charge de nouveau dans la trémie, et ils passent encore une fois entre les cylindres.

Débourbage. — Tout le minerai est ainsi broyé à sec en grains et sables plus fins que 3/8″ ou $0^m,009$. Avant de porter le minerai broyé à l'appareil de classification, il est nécessaire de bien mouiller toute la masse et de séparer autant que possible les schlamms et les sables fins : sans cette précaution la classification ne pourrait être que très-incomplète, parce qu'il y aurait une adhérence trop grande entre les sables fins imparfaitement mouillés et les gros grains. L'appareil dans lequel s'effectue cette opération préliminaire, mouillage et séparation des parties fines, est une longue caisse peu profonde, dans laquelle arrive un courant d'eau, et dont le fond est incliné en sens con-

traire du mouvement de l'eau. Elle communique par un canal souterrain avec un schossgerenne (canal de débourbage) et avec les labyrinthes. Les matières broyées à sec sont agitées à la pelle sous le courant d'eau, lequel doit être assez fort pour entraîner la plus grande partie des sables fins et schlamms. Les grains qui paraissent suffisamment lavés sont enlevés à la pelle et portés au séparations-rätter. Les sables et schlamms sont entraînés par l'eau et traités comme nous l'indiquerons plus loin.

Il faut en général deux rätter pour classer les grains donnés par un système de cylindres broyeurs. Les grilles en fil de fer et en laiton présentent des ouvertures carrées, de 1/12", $0^m,002$, et 3/16", $0^m,0045$. Une pluie d'eau tombe sur la plus grande partie de la surface et facilite l'action des secousses imprimées au rätter. On obtient les produits suivants :

1° Grenailles n° 1, comprises entre 3/16" et 3/8", $0^m,0045$ et $0^m,009$.

2° Grenailles n° 2, comprises entre 1/12" et 3/16", $0^m,002$ et $0^m,0045$ 1/5.

3° Sables fins plus petits que 1/12 de pouce, $0^m,002$.

Les deux premiers produits sont portés aux cribles : les sables fins sont entraînés par l'eau dans le schossgerenne qui reçoit les produits analogues du durchlass.

Criblage et traitement des produits. — Les grenailles (graüpen) de 3/16" et 3/8" sont travaillées séparément sur des cribles (setzmachine), et donnent : 1° trois produits sur la grille, pocherz à la surface, schurerz vers le milieu, stufferz sur la grille ; 2° au fond des cuves les sables fins qui peuvent traverser les ouvertures des grilles.

Les grenailles stufferz sont ordinairement assez riches pour qu'on puisse les expédier de suite aux usines ; quelquefois cependant, dans le cas de minerais riches en argent et à gangue barytique, on les soumet auparavant à un triage à la main.

Les grenailles de schurerz sont reportées aux cylindres et écrasées jusqu'à la grosseur de 3/16", $0^m,0045$, et soumises aux opérations précédentes ; le criblage donne encore du stufferz et des fines grenailles de qualités schurerz et pocherz.

Les grenailles pocherz sont traitées comme celles de la qualité schurerz, mais séparément, et le plus souvent elles sont écrasées sous les pilons d'un bocard, avec une grille présentant des ouvertures carrées de 3/16", $0^m,0045$. Les grenailles et sables qui traversent la grille sont entraînés par l'eau dans un canal de débourbage, puis dans un schossgerenne et le système des labyrinthes. Dans le canal de débourbage un ouvrier agite les matières à la pelle et retire les plus gros sables, tandis que les sables plus fins et les schlamms sont entraînés dans les appareils suivants :

Les gros sables sont jetés sur un séparations-rätter, qui sépare les grains compris entre 1/12" et 3/16", $0^m,002$ et $0^m,0045$ des sables plus fins et

schlamms, que le débourbage ne peut enlever qu'incomplétement. Ces derniers se rendent au schossgerenne. Les grenailles sont criblées et donnent les produits suivants : stufferz ou schurerz, suivant la richesse des minerais, pooherz et bergerz.

Les grenailles pauvres données par les seconds criblages sont écrasées sous les pilons du bocard, jusqu'à la grosseur de 1/12", 0m,002, et les produits de ce troisième bocardage sont entraînés par l'eau dans un schossgerenne et un labyrinthe. Les sables fins qui traversent les grilles, dans les criblages successifs, sont traités dans le canal de débourbage, en même temps que les minerais cylindrés ou bocardés.

Traitement des sables fins et des schlamms. — Les schlamms et les sables fins, donnés par les opérations précédentes, se rendent dans deux schossgerenne, l'un pour les produits des cylindres, l'autre pour ceux du bocard. Chacun de ces appareils de débourbage se compose essentiellement de deux canaux longs et peu profonds, dont le fond présente une inclinaison en sens contraire du mouvement de l'eau : le premier canal porte spécialement le nom de schossgerenne, le second celui de unterschossgerenne; ce dernier communique avec les labyrinthes.

Le mélange de sables plus ou moins fins et de schlamms, amenés par l'eau, est agité à la pelle dans les deux compartiments, de manière à faire entraîner par l'eau la plus grande partie des schlamms. Les sables non entraînés sont enlevés à la pelle et déposés sur une aire à côté de l'appareil. On obtient par le débourbage et pour chacun des deux systèmes :

1° Des sables assez gros, retirés du schossgerenne;

2° Des sables fins, retirés du unterschossgerenne;

3° Des schlamms, entraînés dans les canaux du labyrinthe.

La classification produite de cette manière est bien loin d'être parfaite, et rend très-compliqué le traitement des sables.

Caissons (schlammgraben, schwanzelgraben), — Les gros sables sont traités d'abord sur des caissons nommés schlammgräben, disposés par systèmes de trois. Les sables sont enrichis successivement sur le premier, sur le second et sur le troisième caisson; après plusieurs lavages sur le dernier, on obtient du schlich bon à fondre. Le travail aux caissons produit en outre :

1° Des sables un peu fins, encore mélangés de schlamms, et assez pauvres, ou du moins qui renferment le minerai principalement en parcelles très-fines; ces sables vont au débourbage et au travail du planherd;

2° Des sables mélangés d'une très-faible proportion de schlamms, nommés schwänzel ; ils proviennent des opérations faites sur le troisième caisson : ces schwänzel sont lavés de la même manière que les sables sur un nouveau système de trois caissons, schwänzelgräben;

3° Dans les bassins disposés aux pieds des caissons, et qui communiquent avec le labyrinthe, deux espèces de matières : α dans le premier bassin, des schlamms mélangés d'une petite proportion de sables entraînés hors des caissons; ils sont passés au débourbage, qui précède le travail au planherd; β des chlamms assez fins, travaillés sur le premier système des tables dormantes.

Les schwänzel sont traités sur les trois caissons tout à fait de la même manière, et donnent les produits correspondants, traités, séparément de ceux des premiers caissons, soit au planherd, soit aux schwänzelgräben, soit aux tables dormantes.

L'effet de ces deux opérations compliquées est de séparer une certaine quantité de schlich bon à fondre, d'entraîner dans les bassins et au labyrinthe la plus grande partie des matières fines, et de donner pour l'appareil suivant des sables pauvres, ne contenant plus qu'une faible proportion de minerai à l'état de grains, et au contraire renfermant encore des paillettes très-fines de matières métalliques.

Travail au planherd. — L'appareil se compose de trois parties bien distinctes : la caisse de débourbage ou durchlass, le canal incliné avec gradins ou abfallgerenne, la table à toile ou planherd.

Le durchlass est une caisse longue et peu profonde, disposée à peu près comme le schossgerenne, et communiquant d'abord avec quelques petits bassins de dépôt et ensuite avec le labyrinthe. L'abfallgerenne est un canal fortement incliné, long de plus de 20′ = 5^{m},76, ayant le fond taillé en gradins, dont chacun présente une pente contraire à l'inclinaison générale de l'appareil; à la partie supérieure est une trémie pour le chargement des sables et pour recevoir l'eau nécessaire au lavage; le pied vient déboucher au-dessus de la tête de la table à toile.

La table à toile, longue d'au moins 20′ = 5^{m},76, est munie d'une tête triangulaire, présentant quatre grands gradins analogues à ceux de l'abfallgerenne. Sur la surface de la table, on étend des toiles mobiles, qu'on lave de temps en temps dans trois cuves voisines.

Comme complément de l'appareil, on doit citer quatre bassins de débourbage, placés extérieurement à l'atelier, et communiquant avec les bassins de dépôt.

Les sables pauvres donnés par le travail des caissons sont débourbés dans le durchlass, sous un assez fort courant d'eau, et divisés par là en trois produits : 1° les sables les plus gros, mélangés encore de paillettes très-fines de minerai; 2° des sables plus fins, retirés du second compartiment du durchlass; 3° les schlamms, qui se déposent en partie dans les bassins, en partie dans les labyrinthes.

Les premiers sables sont retirés à la pelle du premier compartiment du

durchlass, et chargés immédiatement dans la trémie de l'abfallgerenne. Les sables fins retournent aux caissons, et sont soumis à un traitement séparé. Les schlamms sont lavés sur les tables dormantes.

Les gros sables débourbés, chargés dans la trémie de l'abfallgerenne, sont soumis à l'action d'un courant d'eau assez rapide; les gros grains se déposent dans les gradins de l'abfallgerenne et de la tête du planherd, tandis que les grains les plus légers et les parties fines (mehltheile) sont entraînés sur la table à toile et en partie dans les bassins de débourbage. De temps en temps, on interrompt le chargement des sables, quand les toiles disparaissent sous les schlamms et sables déposés, on continue à faire arriver l'eau, on débourbe successivement les sables dans tous les gradins, en commençant par la partie supérieure ; on travaille sur la table, pour faire couler tous les gros grains, puis on lave les toiles dans les cuves, pour en retirer les parties fines et riches arrêtées par les aspérités; on remet les toiles en place, on enlève les sables des gradins et on recommence le travail.

Dans les bassins de débourbage extérieurs, on facilite l'entraînement par l'eau de toutes les parties fines, en agitant les sables à la pelle, puis on enlève les sables bien débourbés et on les dépose sur une aire voisine.

L'ensemble de toutes ces opérations donne les produits suivants :

A. Du durchlass :	1° Les sables fins du second compartiment; 2° Les schlamms des bassins et labyrinthes;
B. De l'abfallgerenne et de la tête du planherd :	3° Des gros sables ne contenant plus de matières fines qu'en très-petite proportion et renfermant des grains de minerai pur;
C. Du planherd :	4° Du schlich pur provenant du lavage des toiles supérieures; 5° Du schlich impur, du lavage des toiles du milieu de la table; 6° Des schlamms mélangés de sables stériles, du lavage des toiles inférieures;
D. Des bassins de débourbage.	7° Des sables très-pauvres, ne contenant plus de matières fines;
E. Des grands bassins de dépôt.	8° Des schlamms assez pauvres.

Ces produits différents sont traités ainsi qu'il suit :

1° Les sables fins du second compartiment du durchlass sont analogues aux sables du unterschossgerenne; on les traite, ainsi que nous le dirons tout à l'heure, soit sur un sichertrogg, soit sur les schwänzelgräben, en employant très-peu d'eau dans le lavage;

2° Les schlamms recueillis dans les bassins sont assez riches; leur lavage réussit bien sur le premier système de tables dormantes;

3° Les sables des gradins de l'abfallgerenne et du planherd contiennent en-

core quelques grains de minerai plus ou moins pur et très-peu de matières fines ; ils sont très-propres à être soumis au criblage; on les traite ordinairement sur deux cribles, et on obtient : α des sables riches, bons à fondre ; β des sables pauvres, réunis à ceux des bassins de débourbage et mis en dépôt pour l'hiver; γ des matières fines, en petite quantité, qui traversent les grilles, mais qui forment aussi à la surface des lavées une couche extrêmement mince, ne pouvant traverser le sable pour descendre jusqu'à la grille ; ces matières fines sont repassées au débourbage quand les grilles sont usées, et lavées aux tables dormantes quand les grilles sont neuves et ne laissent pas passer des grains.

4° 5° Le schlich n° 1, provenant des premières toiles, est assez riche pour être fondu ; le schlich n° 2, provenant des toiles du milieu de la table, est ordinairement assez impur, et contient quelques grains stériles; comme le lavage serait fort difficile, on l'envoie généralement à l'usine, pour être fondu, sans chercher à l'enrichir davantage.

6° Les sables et schlamms des dernières toiles ne peuvent être traités que par un nouveau débourbage.

7° Les sables pauvres des bassins extérieurs sont amassés pour être bocardés aussi fin que possible. Cette opération est faite pendant l'hiver, ainsi que toutes celles qui sont relatives aux matières très-pauvres, et qui exigent peu d'eau.

8° Les schlamms des grands bassins de dépôt sont lavés séparément sur des tables dormantes. Le lavage se fait ordinairement pendant l'hiver.

La complication de ces opérations successives, auxquelles on doit soumettre les sables du schossgerenne dans les appareils adoptés, est bien propre à faire concevoir des doutes sur l'efficacité de ces appareils. Nous reviendrons plus loin sur ce sujet, en donnant la description plus détaillée.

Unterschossgerenne. — Les sables fins, retirés à la pelle de l'unterschossgerenne, sont plus mélangés de schlamms, et par conséquent beaucoup plus difficiles à traiter aux caissons. Dans quelques ateliers, on les soumet à la même série d'opérations que les sables du schossgerenne ; mais plus généralement on leur fait subir un traitement spécial, sur un sichertrogg, ou petite table à secousses. Après plusieurs lavages ayant pour but, d'abord de séparer les schlamms, ensuite d'enrichir les sables fins, on obtient du schlich bon à fondre. Les autres produits du sichertrogg sont : 1° des sables assez pauvres, encore un peu mélangés de schlamms ; 2° des schlamms entraînés au labyrinthe.

Les premiers peuvent être traités assez avantageusement comme schwänzel

dans le second système de caissons. Les schlamms sont lavés sur des tables dormantes.

LABYRINTHES. — Un labyrinthe se compose d'une suite de canaux assez profonds, peu inclinés, dans lesquels on fait circuler les eaux qui tiennent en suspension les parties fines provenant des opérations que nous venons de considérer. Les schlamms se déposent dans ces canaux, et pour une certaine vitesse de l'eau, d'autant plus vite que les grains sont moins fins et plus riches. Les parties les plus tenues et les plus légères sont entraînées dans des grands bassins placés à l'extérieur, et dans lesquels achèvent de se déposer tous les schlamms qui renferment assez de minerai pour qu'il soit avantageux de les laver.

TABLES DORMANTES. — Toutes les matières fines recueillies dans les labyrinthes et dans les grands bassins de dépôt sont lavées sur des tables dormantes (kehrherd), après une division en trois catégories, d'après leur plus facile entraînement par l'eau, c'est-à-dire que les schlamms retirés des premiers canaux sont lavés sur un système de tables dormantes; les schlamms du milieu sur un second; les schlamms des derniers canaux sur un troisième.

Les boues retirées des bassins de dépôt sont lavées en partie pendant l'été, en partie pendant l'hiver.

Chaque table dormante présente vers son pied trois ouvertures transversales qu'on peut ouvrir et fermer avec facilité, et qui répondent à trois séries de bassins intérieurs, communiquant eux-mêmes avec les grands bassins extérieurs.

Les schlamms mis en suspension dans l'eau des caisses, au moyen de palettes fixées à un arbre de rotation, coulent dans des canaux communiquant avec les têtes des tables des différents systèmes.

Le travail est fait très-simplement ; on peut l'expliquer en peu de mots, en le divisant en périodes :

1re période. On laisse couler sur la table l'eau chargée de schlamms, jusqu'à ce qu'elle arrive au pied. A partir de ce moment, on arrête la lavée, et on ne fait plus couler sur la table que de l'eau claire.

2e période. On ouvre la première ouverture vers le pied; on fait écouler les parties stériles de la surface, en commençant le travail par la tête.

3e période. On ouvre la seconde ouverture ; on travaille une seconde fois la lavée, en faisant écouler tout ce qui paraît stérile, et en ne laissant sur la table qu'une couche très-mince paraissant du schlich pur.

4e période. On ouvre l'ouverture supérieure, et on nettoie la table avec un balai en faisant tomber dans les bassins le schlich resté sur la table.

Les opérations recommencent ensuite dans le même ordre.

On obtient, par ce mode de lavage, plusieurs espèces de produits :

1° Dans les bassins correspondant à l'ouverture supérieure, du schlich de deux qualités, bon à fondre;

2° Dans les bassins de la seconde ouverture, des schlamms assez riches, divisés également en deux qualités, et qui sont soumis à un nouveau lavage, presque identique avec le premier;

3° Dans les bassins de l'ouverture inférieure, des schlamms pauvres qui doivent être soumis à un second lavage, plus rapide que le premier;

4° Les schlamms très-pauvres qui coulent par le pied de la table pendant le chargement, et qui, le plus ordinairement, sont recueillis dans des bassins pour être lavés de nouveau.

Les eaux qui sortent des grands bassins de dépôt tiennent encore en suspension une petite quantité de boues très-fines et très-pauvres; elles sont perdues. On s'assure de leur pauvreté, en faisant couler les eaux sur deux longues tables très-peu inclinées. Quand toutes les opérations sont bien conduites, on ne voit se déposer sur ces tables qu'une quantité insignifiante de schlich tellement fin, qu'on ne pourrait pas le soumettre au traitement métallurgique. Quand, au contraire, les cylindres sont usés et produisent une forte proportion de schlamms, quand le lavage est fait sans les soins convenables, il se dépose sur les tables d'essai une quantité de schlich bien plus grande. Les tables servent ainsi d'indicateur constant de l'habileté et de la surveillance du steiger préposé au lavage.

Travail d'hiver. — La série des opérations que nous venons d'exposer ne peut être appliquée que pendant la saison d'été, environ trente-quatre semaines par an. Pendant l'hiver, le froid est tellement vif, que les canaux gèlent presque complétement, et qu'il est fort difficile de se procurer de l'eau de lavage, et encore plus de l'eau motrice pour les roues hydrauliques. Pour cette raison, on met de côté pendant l'été tous les produits pauvres (after) dont le lavage exige peu d'eau. On ne met en mouvement qu'une batterie du bocard, et on écrase aussi fin que possible, ce qui s'appelle bocarder durch das afterblech. Les matières broyées sont traitées au schossgerenne, aux gräben, au planherd et aux kehrherd, à peu près comme il vient d'être dit.

On lave aussi sur les tables dormantes les schlamms les plus pauvres, des grands bassins de dépôt et provenant du travail de l'été. Pendant le travail d'hiver, on ne recueille pas de schlamms dans les bassins extérieurs.

Les huit ou neuf tables dormantes d'un atelier de schurerz ne suffisent pas ordinairement pour le lavage des schlamms; il faut, pour trois ateliers, une laverie spéciale contenant neuf tables dormantes. Dans les laveries, le travail est à peu près le même que celui exposé précédemment. La principale différence résulte de l'absence des bassins de dépôt extérieurs. Toutes

TABLUALITÉ S

. . . .

fines au fond des cuves . . . .

bon à fondre, ou stuffe .

. . . aux cylindres : il . . . .
une grille de 3/16"; le
nt au séparations-râtte . . . . Schosse

les boues fines, qui ne se déposent pas dans les bassins intérieurs, sont entraînées par les eaux et perdues.

Produits bons a fondre. — Les produits bons à fondre, donnés par les opérations précédentes, sont les suivants :

1° Grenailles et grains des criblages, nommés setz-stuff et setzschlieg;

2° Schlich des caissons, nommés gräbenschlieg et schwanzelschlieg ;

3° Schlich du sichertrogg, nommé untergerenneschlieg ;

4° Schlich de la table à toiles, nommé grobgewaschenschlieg, n° 1 et n° 2;

5° Schlich des tables dormantes, nommé kehrherdschlieg, n° 1 et n° 2, et schlämschlieg.

Ainsi que nous l'avons dit précédemment, on traite séparément, et autant que possible dans des ateliers différents, les différentes qualités de schurerz ; mais la série des opérations et le mode de travail restent les mêmes. Chaque qualité de schurerz livre aux usines une série de produits d'une qualité spéciale. Nous donnons dans le tableau n° 1 la série des opérations de la préparation des minerais de qualité schurerz.

Traitement du pocherz.

Les minerais provenant du cassage et triage des wände, dits pocherz, sont traités de la même manière et dans les mêmes ateliers que le schurerz. La seule différence est dans les proportions et les qualités des grains et grenailles donnés par les criblages.

Quand les minerais ne sont pas fort riches on obtient, après le premier broyage aux cylindres, au premier criblage, seulement du schurerz et du pocherz ; il faut un temps assez long pour qu'on puisse réunir sur les grilles des cribles une certaine épaisseur de stuff, et les criblages donnent des grenailles très-pauvres de bergerz, qu'il faut mettre en réserve pour le travail d'hiver.

Traitement du Bergerz.

Les minerais pauvres du cassage et triage des wände, bergerz, sont traités souvent dans les mêmes ateliers que les schurerz et pocherz, quand ces deux qualités ne sont pas produites en quantités assez grandes pour maintenir les ateliers en travail continu : quelques ateliers cependant reçoivent exclusivement du bergerz.

Les appareils employés pour la préparation mécanique de cette qualité de minerai, sont :

Un bocard à trois batteries; un séparations-rätter;

Les cribles pour les grenailles;

Deux schossgerenne, labyrinthes et bassins de dépôt;

Deux systèmes de caissons, pour les sables et les schwanze.

Un appareil de planherd, avec le durchlass et l'abfallgerenne;

Trois systèmes de tables dormantes.

On suit une marche identique avec celle que nous avons indiquée pour le schurerz; c'est-à-dire qu'on procède par broyages et criblages successifs, en séparant après chaque broyage les sables fins et les schlamms, afin d'obtenir le plus possible de minerai bon à fondre à l'état de grenailles et gros sables, et afin de diminuer la production de schlamms, dont le lavage donne toujours lieu à une perte assez grande.

Tous les broyages se font sous les pilons des bocards : les cylindres ont été reconnus bien moins avantageux; ils donnent une plus forte proportion de schlamms.

Premier bocardage. — Le premier bocardage gros, röschpochen, est fait sur une sole horizontale et avec la grille à la poitrine du bocard; les barreaux parallèles sont écartés de 3/8″ = 0^{m},009; le courant d'eau est assez fort pour entraîner rapidement les grains à travers la grille et les soustraire à l'action des pilons, dès qu'ils sont réduits aux dimensions convenables. Les minerais bocardés sont reçus dans un canal de débourbage en communication avec un système de schossgerenne, labyrinthes et bassins de dépôt.

Classification. — Dans la caisse de débourbage les minerais bocardés sont agités à la pelle; les grenailles et les gros sables sont enlevés et jetés sur un séparations-rätter, tandis que les sables fins et les schlamms sont entraînés au schossgerenne. Le séparations-rätter donne quatre classes de produits :

1° Grenailles plus grosses que 3/8″ = 0^{m},009; elles proviennent de la disposition de la grille du bocard, que peuvent traverser les grains aplatis dans un sens : ces grains sont retenus par les ouvertures carrées des grilles de l'appareil de classification.

2° Grenailles, comprises entre 3/8″ et 3/16″ = 0^{m},009 et 0^{m},0045.

3° Grains, compris entre 3/16″ et 1/12″ = 0^{m},0045 et 0^{m},002.

4° Sables et schlamms traversant la grille la plus fine de 1/12″ = 0^{m},002. Ces derniers sont entraînés au schossgerenne en même temps que les sables et schlamms sortent de la caisse de débourbage.

Les trois grosseurs de grenailles et grains sont soumises à des criblages; ces opérations donnent comme produits :

1° A la partie supérieure des lavées, des grenailles très-pauvres, mises en dépôt pour être bocardées comme bergerz;

2° Des grenailles de la qualité pocherz, reportées au bocard, et broyées

assez fin pour ne produire que des grains plus petits que 3/16" = 0^m,0045, des sables et des schlamms ;

3° Du schurerz, bocardé une seconde fois et donnant au second bocardage des grenailles bonnes à cribler, comprises entre 3/16" et 1/12" = 0^m,0045 et 0^m,002 ;

4° Une très-petite proportion de minerai riche, bon à fondre ;

5° Des matières fines traversant les grilles, recueillies dans les cuves, et qui sont envoyées au schossgerenne.

Second bocardage. — Le second bocardage diffère du premier en ce que la sole du bocard est inclinée, en ce que la grille est latérale et non plus à la poitrine ; la grille présente des ouvertures carrées de 3/16" = 0^m,0045. Les matières bocardées sont débourbées dans un canal ; les gros sables sont retirés à la pelle et chargés sur le séparations-rätter.

Les produits sont : 1° des grenailles bonnes à cribler, comprises entre 3/16" et 1/12" = 0^m,0045 et 0^m,002 ;

2° Des schlamms et sables fins, qui sont entraînés au schossgerenne.

Les grenailles donnent au criblage :

1° Des grains très-pauvres, mis en dépôt pour l'hiver, ou bocardés comme bergerz ;

2° Des grains de la qualité pocherz, soumis à un troisième bocardage ;

3° Des grains plus riches, de la qualité schurerz ;

4° Du stufferz en petite quantité, mais variable avec la qualité des grenailles soumises au second bocardage.

Troisième bocardage. — On doit soumettre à un troisième bocardage deux qualités de grains pauvres : on les bocarde séparément, sur une sole inclinée, et en forçant la matière à passer à travers une grille, dont les ouvertures carrées ont 1/12" = 0^m,002.

Le troisième bocardage donne seulement des produits pour le schossgerenne et les labyrinthes.

Traitement des sables fins et schlamms. — Le traitement des sables fins et des schlamms est fait absolument de la même manière que pour les minerais plus riches. Nous n'avons pas besoin de rappeler la série des opérations. On fait arriver dans deux schossgerenne différents les produits des bocardages des minerais et grenailles pauvres, et ceux des grenailles riches.

Dans les ateliers qui ne reçoivent que la qualité bergerz, on n'emploie pas ordinairement le sichertrogg pour les sables fins retirés du unterschossgerenne : le lavage est fait dans les caissons des schwänzel, avec une quantité d'eau moindre que pour les sables plus gros donnés par les schossgerenne.

Traitement des menus du cassage.

Le cassage et triage donne deux qualités différentes de menus :

1° Ceux qui proviennent du premier cassage et qui sont passés à travers une grille inclinée séparant les fragments assez gros pour pouvoir être encore triés à la main.

2° Les menus du scheidage du minerai riche; cette seconde qualité est beaucoup plus riche que la première, et on l'assimile ordinairement au schurerz.

Menus du cassage. — Les menus du premier cassage et ceux du scheidage des bergerz, débarrassés des gros fragments, sont traités dans les ateliers de préparation mécanique qui reçoivent ordinairement le grubenklein, ou menus des mines. Le mode de traitement est le même que pour cette qualité de minerais, avec la différence qu'on ne fait au criblage aucune quantité de stérile, ou seulement une proportion extrêmement faible.

Menus du scheidage. — Les menus du scheidage sont au contraire envoyés aux ateliers de schurerz, traités d'abord au durchlass et au séparations-rätter des cylindres broyeurs, et se mélangent ensuite aux produits du cylindrage des schurerz.

Traitement du grubenklein.

Les menus des mines renferment des fragments de toutes dimensions, dont les plus gros atteignent 0m,10 de côté, mélangés de sables et boues. Ces matières proviennent des différentes parties des filons, de celles voisines des veines de minerai, aussi bien que des roches entièrement stériles, que les convenances de l'exploitation obligent à abattre. Par là la nature du grubenklein diffère essentiellement de celle des wände, ce qui oblige à traiter le grubenklein dans des ateliers différents, bien que par des procédés analogues.

Un atelier de préparation mécanique du grubenklein renferme ordinairement les appareils suivants :

1° Un ou deux systèmes de rätter pour le débourbage et la classification en grosseurs des fragments, nommés rätterwäsche;

2° Six cribles, pour le criblage des grenailles données par les rätterwäsche

3° Un bocard à trois batteries, avec son séparations-rätter;

4° Quatre cribles pour traiter les grenailles provenant du bocardage gros;

5° Deux systèmes de schossgerenne, l'un pour le bocard, l'autre pour les rätterwäsche;

6° Deux systèmes de labyrinthes (schlammgerenne).

7° Deux systèmes de caissons;

8° Deux cribles fins;

9° Un appareil de planherd;

10° Trois systèmes de tables dormantes;

11° Quatre séries de grands bassins de dépôt (sümpfen).

La force motrice est ordinairement composée de :

Une roue hydraulique pour les bocards et leurs cribles;

Une roue pour les rätterwäsche et pour les cribles subordonnés.

RATTERWASCHE. — Le grubenklein est d'abord soumis au débourbage et au classement des fragments qu'il renferme. Un système de rätterwäsche se compose essentiellement de deux rätter, inclinés en sens contraire, et d'une table de triage, nommée klaubtische.

Les rätter sont munis de grilles en fonte, en fils de fer et en fils de laiton, présentant des ouvertures carrées décroissantes de 5/4" = 0m,03; 1" = 0m,024; 5/8" = 0m,015; 3/8" = 0m,009; 3/16" = 0m,0045, et 1/12" = 0m,002.

La table de triage est en fonte et percée d'ouvertures de 5/4" = 0m,03 de côté.

On doit faire arriver sur la plus grande partie de la surface du rätter supérieur une pluie d'eau assez abondante, non-seulement pour bien mouiller le minerai, mais encore pour entraîner rapidement les sables fins et les schlamms, et empêcher leur adhérence aux gros grains.

L'appareil sépare d'abord les gros fragments, dont les dimensions sont supérieures à 5/4" = 0m,03, ils tombent sur la table en fonte et sont soumis à un triage et au besoin à un scheidage, dans lequel on distingue toutes les qualités dont nous avons parlé pour les wände : celles qui ne présentent pas d'analogie avec la nature moyenne du minerai traité dans l'atelier, sont envoyées à ceux des ateliers voisins qui traitent les minerais semblables.

Les grenailles plus petites que 5/4" = 0m,03 sont divisées en six grosseurs, bonnes à cribler :

1° Grenailles comprises entre 5/4" = 0m,03 et 1" = 0m,024;

2° Grenailles comprises entre 1" = 0m,024 et 5/8" = 0m,015;

3° Grenailles comprises entre 5/8" = 0m,015 et 1/2" = 0m,012;

4° Grenailles comprises entre 1/2" = 0m,012 et 3/8" = 0m,009;

5° Grenailles comprises entre 3/8" = 0m,009 et 3/16" = 0m,0045;

6° Grenailles comprises entre 3/16" = 0m,0045 et 1/12" = 0m,002.

Les schlamms et sables fins plus petits que 1/12" = 0m,002 sont entraînés par l'eau au schossgerenne.

Ainsi, sans compter les qualités différentes produites par le triage et scheidage des plus gros fragments, une rätterwäsche ne donne pas moins de sept produits différents immédiats.

Criblage. — Les six grosseurs de grenailles sont criblées séparément; chaque crible donne les produits :

1° Stérile : la proportion du stérile dépend nécessairement de la nature des minerais, mais elle est en général assez forte.

2° Bergerz. 3° Pocherz. 4° Schurerz.

5° Stufferz : en proportion variable avec la richesse des minerais ; on obtient ordinairement plus de stufferz avec les grenailles plus petites que 1/2″ qu'avec les gros grains.

6° Les matières fines qui traversent les grilles. Ces matières sont assez riches et contiennent souvent des grains encore assez gros, surtout pour celles qui proviennent du criblage des grosses grenailles. La meilleure manière de les traiter est de les passer au séparations-rätter du bocardage gros.

La qualité schurerz produite en quantité assez faible par le triage et scheidage, est envoyée à l'atelier de schurerz le plus rapproché. Elle est soumise aux opérations que nous avons précédemment exposées, ou bien elle est traitée comme la qualité pocherz.

Les autres qualités, pocherz et bergerz, sont traitées séparément dans l'atelier même et passées d'abord au bocard.

La suite des opérations est tout à fait la même que celle exposée précédemment pour le bergerz, provenant du cassage et triage des wände. Les produits sont aussi tout à fait pareils. On peut cependant remarquer une légère différence dans le premier bocardage des qualités pocherz et schurerz. La grille de la poitrine a les barreaux écartés de 3/4″ = 0^m,018, mais cet écartement a été reconnu trop grand, et on ne donne plus habituellement que 1/2″ = 0^m,012. Les autres bocardages sont faits avec des grilles latérales de 3/8″, 3/16″ et 1/12″, comme dans les cas précédemment considérés. Nous donnons dans le tableau suivant la série complète des opérations pour les broyages et criblages.

Remarques générales. — On voit, d'après ces différents modes de traitement mécanique, que la série des opérations est à peu près la même pour toutes les qualités de minerais, et que les principes de la préparation du Harz peuvent être résumés ainsi qu'il suit :

— Séparer par triage — cassage et scheidage — les minerais en qualités bien constantes, d'après leur richesse, le mode de dissémination des sulfures métalliques, la nature des minerais et des gangues, en sorte que chaque qualité puisse être préparée par les opérations les mieux appropriées à sa nature.

— Traiter séparément, et autant que possible dans des ateliers différents, les qualités différentes.

— Procéder par broyages progressifs, en séparant après chaque broyage

RAT

nes.

. . aux usines.

ment rz. } séparément

z .

s.

nd des fines.

uves

les matières fines, classant les grenailles par grosseurs, soumettant ces grenailles au criblage; pousser chaque fois le broyage à un point tel qu'on puisse obtenir dans les criblages une certaine quantité de minerai bon à fondre.

— Ne faire de stérile qu'avec beaucoup de réserve dans les minerais provenant des parties des roches voisines des veines métalliques.

— Traiter les mélanges de sables et schlamms en séparant autant que possible les sables des schlamms, afin de laver et enrichir séparément ces deux matières différentes.

— Recueillir les boues fines, entraînées par les eaux de lavage, dans des bassins; soumettre ces boues ou schlamms à un nouveau lavage sur des tables et ne perdre en définitive que les parties tellement fines que le lavage ne pourrait en retirer que des schlichs trop fins pour être convenablement utilisés dans le traitement métallurgique.

— Ne réunir pour les soumettre aux mêmes opérations que les matières presque identiques, pour la richesse, pour la nature des gangues et des minerais, et pour la grosseur des grains.

Ces principes restent les mêmes, quels que soient les sulfures qu'on veut obtenir à l'état de schlich, ou de grenailles riches, quelles que soient les gangues. Les différences de nature des minerais métalliques et des gangues influent seulement sur le degré auquel il faut pousser chaque opération, sur les richesses des produits obtenus et sur la proportion des métaux perdus.

Travail d'hiver. — Les diverses opérations de la préparation mécanique exigent beaucoup d'eau et de force motrice, et comme pendant l'hiver l'eau manque presque complétement, on est forcé de diviser le travail en deux saisons : celle d'été, pendant laquelle se font les opérations précédemment exposées, en mettant de côté tous les sables, grenailles et schlamms très-pauvres; celle d'hiver, pendant laquelle on n'emploie la force motrice que pour bocarder très-fin les matières pauvres, résidus du travail de l'été, et pendant laquelle on lave les matières fines avec très-peu d'eau, et sans recueillir les schlamms entraînés par l'eau, dans des bassins de dépôt.

Nous ferons encore une remarque : les gangues ne contiennent que peu d'argent, contrairement à ce qui se présente dans les minerais d'un grand nombre d'autres contrées; la galène et le cuivre gris sont seuls argentifères; aussi en diminuant autant que possible la perte en galène et cuivre gris, on évite en même temps la perte de l'argent. On peut donc pousser le lavage assez loin, et obtenir, pour les minerais plombeux, des schlichs assez riches.

Tables a secousses. — Les tables à secousses ne figurent pas parmi les appareils que nous avions indiqués; elles paraissent avoir donné des résultat

moins avantageux que les longues tables dormantes, dans plusieurs essais comparatifs, qui ont été faits à différentes reprises. Il est probable cependant que la question n'a pas été bien étudiée, car les tables à secousses sont au contraire reconnues bien préférables en Hongrie. La question sera du reste bientôt remise à l'étude par suite de l'adoption, qui sera faite sans doute prochainement, d'un appareil nouveau, employé depuis plusieurs années déjà à Schemnitz, et nommé le Spitzkasten-Apparat (appareil des caisses pointues).

Les Spitzkasten, destinées à remplacer les labyrinthes, ont été soumises à une longue expérimentation dans un des ateliers de la vallée de Zellerfeld, et ont donné de très-bons résultats. Tous les ingénieurs qui ont dirigé ou étudié des ateliers de préparation mécanique, se sont rendu compte des graves inconvénients des labyrinthes, dans lesquels les matières fines, entraînées par les eaux, se déposent à des distances différentes, et sont classées à peu près par ordre de leur plus difficile entraînement par l'eau. Le classement est très-imparfait, parce que la quantité de matière en suspension dans l'eau est en général beaucoup trop grande pour la largeur des canaux.

Les schlamms, une fois déposés, doivent être enlevés à la pelle, déposés sur une aire voisine, puis chargés dans des caisses, dans lesquelles on tâche de remettre les matières fines en suspension dans l'eau en agitant fortement avec des palettes. Le résultat est toujours obtenu incomplétement; les schlamms forment fréquemment sur les tables des pelottes, qui nuisent à la régularité du lavage.

Pour obvier à ces inconvénients, imperfection et discontinuité, on a cherché à classer les schlamms et les faire arriver sur les tables sans les laisser se déposer ; le problème paraît avoir été complétement résolu par M. Rittinger, ingénieur de Schemnitz.

Spitzkasten. — L'appareil des spitzkasten se compose essentiellement de quatre caisses de forme pyramidale, de dimensions de plus en plus grandes, dans lesquelles on fait arriver successivement les eaux tenant en suspension les sables fins et les schlamms ; la vitesse horizontale de l'eau dans ces caisses, maintenues constamment pleines, diminue beaucoup dans les premières, et devient de plus en plus faible dans les suivantes. Dans la première caisse les sables les plus lourds gagnent le fond pointu, tandis que les matières plus légères ou plus fines passent dans la seconde caisse. Dans celle-ci les parties les moins légères tendent à gagner le fond, etc. On détermine ainsi un classement assez parfait en quatre qualités différentes. Pour empêcher que les sables et schlamms se déposent au fond des caisses, on fait couler constamment une certaine quantité d'eau par des orifices ménagés aux fonds pointus; les eaux entraînent directement sur les tables de lavage les sables et

schlamms qui ont gagné le fond des caisses. Nous reviendrons plus loin avec détail sur cet appareil.

L'adoption des caisses, en place des labyrinthes, entraînera probablement aussi celle des tables à secousses, qui sont les appareils les plus commodes pour le lavage des sables fins, et même des schlamms, classés par les Spitzkasten.

Dans un avenir assez rapproché on remplacera les rätter par des trommels. Ces derniers offrent deux grands avantages : ils exigent une force motrice bien moindre ; ils donnent une séparation plus complète des sables fins et schlamms, et un classement beaucoup plus parfait pour les grenailles. Plusieurs expériences ont été faites au Harz sur les trommels ; elles n'ont donné que de mauvais résultats, parce qu'on ne les a pas convenablement dirigées. Les avantages des trommels bien construits sont maintenant tellement connus, que nous n'avons pas besoin d'insister davantage sur ce sujet.

CHAPITRE TROISIÈME.

DESCRIPTION DES APPAREILS EMPLOYÉS DANS LES ATELIERS DE PRÉPARATION MÉCANIQUE DES MINERAIS DE PLOMB.

Nous allons maintenant considérer avec plus de détails les différents appareils dont nous avons parlé ; nous ferons connaître, à l'aide de planches, leur disposition ordinaire ; nous indiquerons pour chacun d'eux le mode de travail et les résultats obtenus.

CYLINDRES BROYEURS. — Les bocards étaient autrefois seuls employés dans le Harz. Vers 1825, les cylindres broyeurs ont été proposés pour les minerais riches par M. le Pochverwalter Hillegust ; les premiers ont été construits vers 1832 par M. Jordan ; vers 1835, l'emploi des cylindres a été définitivement adopté, à la suite de longues expériences établissant leur avantage marqué sur les bocards, au moins pour les minerais un peu riches. Cet avantage est maintenant assez contesté, et de nouvelles expériences tendraient à prouver que les bocards sont toujours plus avantageux, en ce qu'ils donnent en moyenne une moins forte proportion de schlamms.

Tous les cylindres broyeurs du Harz sont disposés de la même manière ; cette disposition commune est représentée dans les *fig.* 1, 2, 3, 4 de la *Pl. XV*.

Les parties principales sont :

A. Les cylindres, avec leurs contre-poids, transmission de mouvement, trémie de chargement, etc. :

B. Le rätter sec, disposé sous les cylindres, et dont la fonction est de séparer les fragments trop gros pour passer aux opérations suivantes ;

C. La roue élévatrice, qui doit remonter au niveau de la trémie de chargement les morceaux trop gros, ne traversant pas les grilles du rätter sec.

A. Les deux cylindres en fonte *a*, *a* ont 15″ = 0m,36 de diamètre, et 18″ = 0m,432 de longueur ; ils sont disposés parallèlement et à la même hauteur, d'environ 3 mètres au-dessus du sol de l'atelier. Chacun d'eux se compose d'un manchon en fonte, traversé par un axe carré en fer ; cette disposition est commode, d'un côté pour la transmission du mouvement, et d'un autre pour le remplacement des cylindres, dont les surfaces s'usent très-rapidement. Les axes des cylindres reposent sur des coussinets portés par deux systèmes parallèles, en fonte, boulonnés à des traverses en bois et solidement établis.

Les systèmes en fonte sont représentés en élévation en *b*, *b*, *fig.* 1 et 4, *Pl. XV*. Chacun d'eux se compose de deux montants principaux réunis à la partie nférieure par une base à peu près prismatique, fondue d'une seule pièce avec eux. La surface de cette base est horizontale et porte une nervure longitudinale qui pénètre dans des rainures correspondantes ménagées dans les coussinets des cylindres, et sert à les mantenir en place.

Un des cylindres est fixe dans sa position et ne peut que tourner autour de son axe ; l'autre, au contraire, doit pouvoir se rapprocher et s'écarter du premier. On arrive assez facilement au résultat, en appuyant, de chaque côté, le coussinet du premier cylindre contre un des montants, interposant entre les coussinets des deux cylindres une cale en fonte, et appuyant le coussinet du second cylindre contre cette cale au moyen d'un levier coudé *d*, *d* (*fig.* 4) sollicité par un contre-poids *e*.

Les deux systèmes de leviers coudés et contre-poids doivent être parfaitement pareils, afin d'agir bien également sur les deux coussinets du cylindre mobile. Les contre-poids peuvent être placés à différentes distances des points fixes des leviers, et par cette disposition on peut faire varier à volonté la puissance qui maintient les cylindres à la distance fixée par les cales. Quand des morceaux de roches trop dures viennent s'engager entre les cylindres, les contre-poids sont soulevés et le cylindre mobile peut s'écarter du cylindre fixe. Pour chaque nature de minerais le surveillant doit choisir les cales de manière à ce que l'écartement normal des deux cylindres ne soit pas moindre que les grosseurs des plus grosses grenailles qu'on veut obtenir pour le criblage. Cette condition est assez difficile à remplir quand les cylindres sont un

peu usés. Les contre-poids doivent aussi avoir une énergie variable avec la nature des minerais : plus les minerais sont durs, plus les contre-poids doivent être lourds et placés à une grande distance des axes de rotation des leviers.

Les coussinets ne s'élèvent qu'un peu au-dessus des axes des cylindres ; les axes sont recouverts par deux barres horizontales *f* (*fig.* 4), engagées dans deux montants et traversant les deux autres. Ces traverses sont très-incommodes, non pas dans la manœuvre ordinaire, mais quand il faut changer les cylindres, ce qui arrive à peu près tous les quinze jours ; en outre, elles remplissent très-mal leur but, qui est de couvrir les tourillons et empêcher les minerais de s'engager dans les coussinets.

La transmission de mouvement de l'arbre de la roue hydraulique aux cylindres est représentée *fig.* 2. L'arbre de la roue, A, est prolongé en *m*, et assemblé au moyen d'un manchon avec l'axe du cylindre fixe. L'arbre *m* transmet par un engrenage le mouvement à l'axe *n*, assemblé par manchon à l'axe du cylindre mobile.

B. La disposition du rätter placé sous les cylindres est suffisamment indiquée en *p*, *p*, *fig.* 1 et 2. Les grilles sont en fils de fer et présentent des ouvertures de 3/8" $=0^m,009$, ou de 5/8" $=0^m,015$. La *fig.* 1 représente le mode de transmission le plus ordinaire de l'arbre de la roue hydraulique au rätter.

Le levier supérieur soulève le rätter de 6" environ et le laisse retomber de tout son poids sur un madrier fixe *q*. Les secousses produites de cette manière se transmettent inégalement dans la longueur du rätter, qui tourne autour de l'axe horizontal *r*, et dont la partie inférieure seule est soulevée de 6" $=0^m,144$. Les grilles occupent une longueur de 7' $=2^m,016$; leur largeur est de 2' $=0^m,576$. La profondeur de la caisse 10" $=0^m,24$. L'inclinaison varie de 3 à 5" par pied. La caisse du rätter se prolonge à $0^m,50$ au delà de la dernière grille, avec un fond plein, et s'avance jusque vers le milieu des augets de la roue élévatrice.

La roue hydraulique motrice de tout le système fait de 14 à 18 tours par minute : les cylindres font exactement le même nombre de révolutions ; le rätter est soulevé de 42 à 54 fois par minute.

Le rätter sec, ainsi disposé, présente les inconvénients de tous les rätter. Les chocs violents font sauter obliquement les gros grains, dont une bonne partie vient tomber dans la roue élévatrice, bien que leurs dimensions soient inférieures aux ouvertures des grilles du rätter. Ces grains doivent passer une seconde fois entre les cylindres, ce qui augmente notablement la proportion des schlamms produits par le cylindrage.

Il faut à chaque levée soulever tout le poids de l'appareil, ce qui exige inutilement une force motrice notable.

C. La roue élévatrice est représentée en plan et en élévation dans les *fig.* 1, 2, 3, de la *Pl. XV*. Elle se compose de deux couronnes, d'une jante pleine et d'augets intérieurs, en bois. Les quatre bras qui portent la roue sont extérieurs, et la transmission de mouvement se fait aussi par l'extérieur : ces dispositions permettent de faire avancer dans l'intérieur de la roue, la partie inférieure du rätter, et le plancher supérieur, au niveau de la trémie des cylindres. Les minerais qui doivent être soumis à un second broyage tombent facilement d'eux-mêmes dans les augets de la roue, et ensuite de ces augets sur le plancher.

Les dimensions principales de la roue sont :

Diamètre......................	15′	= $4^m,32$
Largeur........................	2′ 4″	= $0^m,672$
Profondeur des augets...........	8″	= $0^m,192$

Sa vitesse de rotation est le tiers de celle de la roue hydraulique.

Personnel. — Le service des cylindres broyeurs exige :

2 ouvriers pour le chargement et la manœuvre de la porte de la trémie : on avait adopté autrefois une transmission de mouvement pour ouvrir et fermer alternativement la porte de la trémie, mais on a renoncé à cette disposition :

2 gamins pour enlever les minerais broyés qui ont traversé les grilles du rätter, et les porter à la caisse de débourbage.

Force motrice. — La force motrice nécessaire aux cylindres, au rätter et à la roue élévatrice, n'a pas été déterminée par des expériences directes ; on l'évalue à 7 ou 8 chevaux. Elle dépend nécessairement de la dureté plus ou moins grande des minerais, et de la vitesse de rotation imprimée aux cylindres.

Les cylindres du Harz sont coulés en fonte assez dure, mais s'usent très-rapidement quand les gangues des minerais sont de grauwacke, ou renferment beaucoup de quartz ; l'usure commence ordinairement aux angles, mais devient très-rapide vers le milieu, qui se creuse de sillons profonds, donnant aux cylindres unis une apparence analogue à celle des cylindres à ogives employés dans la fabrication du fer.

Il y aurait certainement avantage, tant pour la quantité de minerais écrasés que pour la qualité des grenailles produites, à employer des cylindres moins longs et d'un diamètre plus grand, ainsi que l'usage en est maintenant adopté en Angleterre ; il faudrait une force motrice d'autant plus grande que le diamètre serait plus fort.

CYLINDRES CANNELÉS. — On a installé dans quelques ateliers du Harz des cylindres broyeurs cannelés, destinés à remplacer une partie du cassage à la main. Leur disposition est tout à fait la même que celle des cylindres unis, sauf la roue élévatrice et le rätter, qui ne peuvent être employés pour de gros fragments. Les cylindres cannelés ne peuvent servir que pour les minerais à gangues tendres, par exemple pour les minerais exclusivement barytiques de la Bergwerkswohlfahrt. Ils ont le grave inconvénient de s'user avec une grande rapidité, et de plus ils ne conviennent pas aussi bien que le cassage à la main, pour séparer le plus possible de minerai riche par le triage; aussi leur emploi n'est-il pas généralisé au Harz.

RÉSULTATS. — Nous terminerons ce qui concerne les cylindres broyeurs en donnant quelques exemples des quantités de minerai écrasées dans un certain temps, et les résultats comparatifs obtenus dans le broyage aux cylindres et aux bocards.

A Lautenthal, pour des minerais renfermant galène, blende, cuivre pyriteux, calcaire blanc lamelleux, argile schisteuse, très-peu de quartz et de grauwacke; le rätter sec ayant des grilles de 3/8″ = 0^{m},009, pour le premier broyage des minerais provenant du cassage et triage des wände;

On passe facilement entre les cylindres, dans une journée de dix heures, un treiben, soit 40 tonnes = 6^{mc},368, soit près de 10,000 kilog.

Au bocard n° 1 de la vallée de Clausthal, pour des minerais moins blendeux, mais analogues pour la dureté à ceux de Lautenthal, on peut aussi écraser aux cylindres broyeurs 1 treiben = 6^{mc},368 dans une journée; les ouvertures des grilles du rätter ont aussi 0^{m},009.

A l'atelier de la Bergwerkswohlfahrt, pour des minerais à gangue de quartz et sulfate de baryte, on obtient un résultat moyen à peu près égal, environ 1 treiben = 6^{mc},368 en une journée de dix heures.

Avec les minerais des filons du Zellerfelder Haupt-zug, plus quartzeux et plus durs, on n'obtient pas plus de 30 tonnes, soit 4^{mc},77, et es cylindres sont remplacés une fois au moins en deux semaines. . est bien évident que pour ces minerais essentiellement quartzeux les cylindres broyeurs n'auraient pas dû être employés. Dans le second broyage aux cylindres, des graupen provenant des criblages, on peut passer une quantité de minerai plus grande, et au moins double, de 12 à 15 mètres cubes en 10 heures de temps.

EXPÉRIENCES. — Les cylindres broyeurs ont été définitivement adoptés vers 1835, à la suite d'expériences faites sous la direction de M. l'ingénieur Ey, au bocard de la mine Dorothée, près de Clausthal. Ces expériences ont eu pour but de comparer les quantités des produits de différente nature, obtenus dans les broyages successifs, en employant :

1° Les cylindres pour les deux premiers broyages et les bocards pour les deux derniers ;

2° Les bocards pour les quatre broyages successifs ; et en opérant dans les deux cas sur des quantités égales de minerais de la mine Dorothée, aussi bien pareils que possible.

Les minerais, de la qualité dite schurerz, provenant du cassage et triage des wände, étaient en fragments de 1 1/2 à 2" = $0^m,036$ à $0^m,048$: ils contenaient, comme seule matière métallique, la galène ; comme gangues, du quartz, du calcaire, de l'argile schisteuse et de la grauwacke. On pouvait les considérer comme des minerais de dureté moyenne.

On a broyé aux cylindres pour la première fois avec une grille dont les ouvertures avaient 3/8" ; pour la seconde fois (grenailles provenant du criblage) avec des ouvertures de grilles de 3/16". Les sables pauvres donnés par les opérations du lavage ont été bocardés avec une grille présentant des ouvertures de 1/12" ; enfin les matières les plus pauvres ont été bocardées très-fin (durchs afterblech), avec des ouvertures de grille de 1/20".

Pour le travail au bocard on a adopté les mêmes dimensions 3/8" — 3/16" — 1/12" pour les trois premiers bocardages et l'afterblech pour le dernier.

Afin d'avoir des résultats plus exacts on a déterminé la proportion d'humidité dans les minerais soumis aux expériences, et dans les produits obtenus :

Les 900 centner de minerais humides contenaient $895^c,61$ de minerai sec.

Travail aux cylindres.

	centn. (matières).
Les $895^c,61$ ont donné pour le second broyage..........	334,90
On a dû ensuite soumettre au premier bocardage fin....	272,04
Et au dernier bocardage............................	366,55

Travail au bocard.

	centn.
Les $895^c,61$ ont donné pour le second bocardage........	336,13
On a dû soumettre au bocardage fin..................	243,93
Et au dernier bocardage..............................	362,87

En faisant les essais pour plomb et argent des produits obtenus dans les différentes opérations, on est arrivé aux résultats suivants :

Travail aux cylindres.

	argent. marcs.	loth.	plomb contenu dans les produits. centner.
1° Du premier cylindrage.........	58	14 3/4	187,336
2° Du deuxième cylindrage.......	8	7/8	27,525
3° Du premier bocardage fin......	4	1 2/8	13,553
4° Du dernier bocardage..........	3	3 1/8	10,423
	69	4 1/2	238,837

Travail au bocard.

	marcs.	loth.	centner.
1° Du premier bocardage gros......	54	15 3/4	197,518
2° Du deuxième bocardage gros....	5	4 7/8	18,625
3° Du premier bocardage fin.......	2	8 7/8	8,623
4° Du dernier bocardage...........	2	15 1/8	9,892
	65	12 5/8	234,658

L'avantage, au point de vue des métaux contenus dans les produits obtenus, a été, en faveur des cylindres :

		kil.
Argent......	3 marcs 7 loth. 7/8 ou	0,875
Plomb.......	4 centn.,179	204,771

D'un autre côté le travail aux cylindres a exigé plus de main-d'œuvre : il a fallu :

Travail aux cylindres.........	1,781 heures 22/24
Travail aux bocards...........	1,700 heures 7/24

On a déduit de l'ensemble des résultats l'avantage des cylindres broyeurs, et on les a mis en pratique pour tous les minerais de qualité schurerz, quelle que fût la nature de la gangue. Il serait facile de discuter ces résultats, et de prouver qu'on ne peut en déduire aucune conséquence, ni en faveur des cylindres, ni en faveur des bocards. Mais cette discussion serait inutile. La question des cylindres a été bien étudiée, depuis plusieurs années, en Angleterre et en Belgique; on sait qu'il faut employer des cylindres courts et à grand diamètre, pour broyer les minerais un peu riches, à gangues non quartzeuses, pour lesquels on veut obtenir beaucoup de grenailles et peu de matières fines. Dans le cas des gangues quartzeuses, de minerais pauvres, qu'il est nécessaire d'écraser assez fin, les bocards sont reconnus plus avantageux, ou mieux, plus économiques.

Il faudrait donc, dans les différents ateliers du Harz, déterminer le choix entre les cylindres et les bocards, d'après la nature des gangues et d'après le mode de dissémination du minerai.

Si on voulait décider par expérience, si pour un minerai déterminé les cylindres sont plus avantageux, il faudrait partager ce minerai entre deux ateliers, l'un contenant une paire de cylindres, l'autre seulement des bocards, continuer l'expérience pendant un temps assez long, par exemple une année; on ferait ensuite le compte total des frais de toute nature dans les deux ateliers, et en comparant ces frais à la valeur des produits obtenus, on aurait une comparaison bien certaine.

Il ne faudrait pas, comme dans les expériences précédemment indiquées, donner les mêmes dimensions aux grilles, pour les cylindrages et bocardages correspondants, mais bien placer chacun des deux appareils dans les circonstances les plus convenables, et comparer les résultats définitifs sans avoir égard aux produits intermédiaires.

Bocards.

Les bocards sont employés pour les broyages successifs des minerais et grenailles. Dans chaque opération, on cherche à écraser jusqu'à une limite déterminée, en soustrayant autant que possible les matières à l'action des pilons, dès qu'elles ont des dimensions plus petites que la limite; on évite par ce moyen, ou plutôt on diminue la proportion des schlamms, qui, dans les lavages ultérieurs, donnent lieu à des pertes fort grandes.

Un bocard contient ordinairement trois batteries, chacune de trois pilons, et affectée à un broyage spécial. Ainsi, dans les ateliers qui ne renferment pas de cylindres broyeurs, la première batterie est destinée aux bocardages gros; la seconde, au bocardage moyen; la troisième, aux bocardages fins. La première a la sole horizontale et la grille à la poitrine; les autres ont les grilles disposées latéralement (voir *Pl.* XVI, *fig*, 1, 2, 3).

Nous considérerons successivement les opérations faites au bocard, et nous ferons ressortir l'influence des éléments dont on peut disposer pour obtenir un écrasement plus ou moins complet, tels que le poids des pilons et leur levée, la disposition horizontale ou inclinée de la sole; la position des grilles; la grandeur de leurs ouvertures; la distance que les minerais ont à parcourir sous les pilons avant de sortir de l'auge; la distance des sabots aux parois; la quantité d'eau.

Nous ne parlerons pas de l'écrasement des minerais bons à fondre, provenant, soit du cassage et triage des wände, soit des premiers cribles : l'opération a simplement pour but d'amener les minerais à une dimension commode

pour les prises d'essai et le traitement métallurgique; et la disposition des parties du bocard n'a pas la même importance que pour le broyage des matières pauvres.

PREMIER BOCARDAGE, GROS. (ERSTES ROSCHPOCHEN). — Les minerais pauvres donnés par le cassage et triage des wände et du grubenklein sont soumis à un premier bocardage, qui doit produire le plus possible de grenailles pour le criblage. Pour que l'opération ait son utilité, il faut que les dimensions des grenailles, obtenues en proportion dominante, soit telle que les criblages puissent séparer une quantité convenable de minerai bon à fondre; l'écrasement doit donc être poussé d'autant plus loin que les minerais sont plus pauvres et contiennent la galène plus finement disséminée dans les gangues. Pour la qualité pocherz, la dimension des grenailles donnant au criblage du minerai bon à fondre est celle de 3/16" à 3/8" = $0^m,0015$ à $0^m,009$. C'est donc cette grosseur qu'il faut chercher à obtenir en plus forte proportion. L'expérience a indiqué qu'il faut, dans ce but, donner à la grille des ouvertures bien plus grandes, 1/2" et même 3/4" = $0^m,012$ et $0^m,018$. Avec des ouvertures de 3/8" = $0^m,009$, on obtiendrait la majeure partie des grenailles entre 1/12" et 3/16" = $0^m,002$ et $0^m,0045$, dimension convenable pour les minerais de qualité dite bergerz, c'est-à-dire très-pauvres.

La disposition de la batterie est représentée *Pl.* XVI, *fig.* 1, 2, 3. Les minerais sont chargés à la pelle dans la caisse *a*, dont le fond est incliné, et qui reçoit de l'arbre des cames un mouvement saccadé; ils tombent sous les pilons en glissant sur la paroi un peu inclinée. L'eau arrive par le canal *b* et pénètre en nappe par un déversoir qui occupe toute la longueur de l'auge.

Les minerais broyés sont entraînés par l'eau au travers de la grille *c*, disposée à la poitrine, au niveau de la sole, et sont conduits par le plan incliné *d* au canal de débourbage.

Les dimensions des parties principales sont les suivantes :

Les flèches de pilons, en sapin, à section carrée, ont 8" 1/2 = $0^m,204$ de côté, 14' = $4^m,032$ de hauteur; les sabots ont la forme d'un dé prismatique, 9" = $0^m,216$ de côté, terminé par une queue pyramidale, qui pénètre dans la flèche. Un sabot neuf pèse de 70 à 75 kilogrammes; la flèche à peu près autant. La sole est formée par deux plaques de fonte, épaisses de 3" au moins; la plaque inférieure a 10" = $0^m,240$ de largeur; la plaque supérieure 11" = $0^m,264$: leur longueur, égale à l'écartement des deux montants qui limitent la batterie, est de 32" = $0^m,768$. Les pilons sont écartés entre eux de 1/2" = $0^m,012$ seulement, et de 2" = $0^m,48$ des montants. La poitrine de l'auge est verticale, en bois, et porte au niveau de la sole la grille de sortie des minerais. La paroi postérieure est inclinée; aussi la largeur de l'auge, à 18" = $0^m,432$ au-dessus de la sole, est-elle un peu plus grande qu'au niveau

de la sole : cette largeur est ordinairement 14″ = 0m,336 en haut, et 11″ = 0m,264 en bas.

La grille est représentée *Pl.* XVI, *fig.* 4, 5. Elle se compose de deux plaques de fonte, comprenant des barreaux parallèles écartés de 1/2″ ou 3/4″ = 0m,012 à 0m,018, d'axe en axe, et boulonnées à la poitrine de l'auge. Les dimensions de l'ouverture rectangulaire de la grille sont : 4″ = 0m,096 sur 28″ = 0m,672.

La disposition des cames et des mentonnets est indiquée dans la *fig.* 3. L'arbre fait de quatorze à dix-huit tours par minute, et porte trois cames pour chaque pilon. La levée varie avec la hauteur des sabots, elle est de 7″ à 8″ = 0m,168 à 0m,192, dans le cas des sabots à peu près neufs ; elle augmente à mesure que l'usure des sabots diminue la hauteur des dés, d'où il résulte une compensation approximative pour l'effet produit.

La quantité de minerai arrivant d'une fois dans l'auge doit être assez faible et en relation avec la quantité d'eau; l'épaisseur de la couche de minerai sous les pilons est toujours très-mince, et l'eau agit avec facilité pour entraîner rapidement vers la grille les grains écrasés à la dimension de 1/2″ environ.

Une batterie n'est bien réglée qu'à la condition que la quantité d'eau soit suffisante pour soustraire à une seconde action des pilons les grains amenés par une première à la dimension convenable.

La quantité d'eau n'a cependant jamais été mesurée exactement : dans chaque atelier le steiger la détermine par sa propre expérience de la nature des minerais et de l'effet produit sur eux par les pilons.

Second bocardage gros (Zweites roschpochen). — La disposition de la batterie pour le second bocardage est la même que pour le premier ; seulement la grille ne présente plus que des ouvertures de 3/8″ = 0m,009, et la quantité d'eau arrivant dans l'auge, dans un certain temps, est notablement moindre. Il suffit, par conséquent, de changer la grille pour que la même batterie puisse servir au second bocardage ou au premier. Les minerais soumis au second bocardage gros sont principalement les grenailles du premier criblage et les minerais de la qualité bergerz; on cherche à les réduire à la dimension de 1/12″ à 3/16″ = 0m,002 à 0m,0045, et c'est en effet cette dimension qu'on obtient pour la majeure partie des grenailles, en bocardant avec une grille, dont les barreaux sont écartés de 3/8″ = 0m,009.

Dans plusieurs ateliers on ne traite que des minerais très-pauvres, du cassage des wände, et pour cette qualité le second bocardage gros, dont nous venons de parler, ne donnerait pas de bons résultats; ces minerais pauvres sont soumis au bocardage avec grille de 3/8″ = 0m,009; avec une disposition un peu différente pour la batterie.

Les pilons sont moins lourds, les flèches ont 14′ = 4m,032 de longueur, et 7″ = 0m,168 de côté : les sabots n'ont plus que 8″ = 0m,192 et ne pèsent

que 58 à 60 kilogrammes. La levée est de 8" = 0m,192 (dans le cas des sabots neufs) et le nombre des levées par minute, pour chaque pilon, 42 à 54. Les sabots sont écartés de 1" 1/2 = 0m,036.

La sole, composée toujours de deux plaques de fonte superposées, est un peu inclinée; la différence de niveau du premier au dernier pilon est de 1" 1/2 = 0m,036.

L'auge est fermée à la poitrine et limitée d'un côté par un des montants, de l'autre par une grille carrée, écartée de 10" = 0m,24 du second montant. La largeur de l'auge est 10" = 0m,24 au niveau de la sole et 13" = 0m,312 en haut. La grille est formée d'un cadre en fer, carré, encastré dans les parois de l'auge, et portant des fils de fer croisés à angle droit, les ouvertures pour la sortie des minerais ont 3/8" = 0m,009 de côté, en négligeant les diamètres des fils de fer. La grille est placée au niveau le plus élevé de la sole, à une distance de 8" = 0m,184 du dernier pilon, blechstempel.

Le pilon inférieur, nommé erzstempel, est lui-même éloigné du montant correspondant de 15" = 0m,360. L'eau et les minerais sont introduits dans cet espace, l'eau par un canal en bois et les minerais à la pelle.

Par suite de cette disposition les minerais doivent être entraînés par l'eau successivement sous les trois pilons et jusqu'à la grille, que traversent les grenailles suffisamment fines. Elles sont reçues, entre la grille et le montant, dans un canal incliné, qui les conduit à la caisse de débourbage.

L'épaisseur des minerais sous les pilons et le temps d'action de ces derniers sont bien plus grands que dans la première disposition, avec la grille à la poitrine, et d'autant plus que la quantité d'eau est moindre. C'est au steiger à régler l'eau d'après la pauvreté et la nature du minerai, de manière à obtenir une proportion plus ou moins forte de grenailles de 3/16"; cette dimension étant toujours celle produite en majeure partie avec la grille de 3/8" pour les ouvertures.

La distance du dernier pilon (blechstempel) à la grille a une grande influence sur la proportion des schlamms produits dans le bocardage. Les grains arrêtés par la grille ne retombent pas immédiatement sous les pilons, et peuvent être de nouveau entraînés par l'eau, quand ils sont assez petits, jusqu'à ce qu'ils aient traversé les ouvertures. Les trop gros grains seuls peuvent rétrograder et revenir sous les pilons. La distance 8", précédemment indiquée, est du reste assez grande pour que la majeure partie des grains trop gros ne soit pas amenée jusqu'à la grille, si le steiger surveille convenablement l'arrivée de l'eau.

PREMIER BOCARDAGE FIN. (ERSTES FEINPOCHEN). — Les grenailles pauvres, données par les criblages des minerais bocardés pour la seconde fois, et par les premiers criblages des fines grenailles, sont écrasées de nouveau par une

batterie spéciale, dont la disposition est pareille à celle que nous venons d'exposer en dernier lieu. Ces qualités de minerais ne peuvent donner, par un nouvel écrasement, qu'une très-faible proportion de grenailles bonnes à cribler; on doit chercher à les réduire autant que possible en sables dont les grains aient environ 1/12″ = 0^m,002, de côté. Dans ce but on donne 3/16″ = 0^m,0045 aux ouvertures carrées de la grille [1].

Les pilons ont les dimensions précédemment indiquées; le premier est écarté du montant de 1′ = 0^m,288, et du dernier à la grille la distance n'est que de 6″ = 0^m,144. La sole est inclinée de 2″ 1/2 = 0^m,060, du premier au dernier pilon.

La quantité d'eau est moindre que pour le second bocardage gros, mais le steiger doit la faire varier d'après la nature des minerais.

Deuxième bocardage fin. (Zweites Feinpochen.) — L'écrasement des grenailles fines, données par les premiers bocardages, est fait par une batterie disposée comme la précédente. L'opération doit produire des sables assez fins, aussi la grille latérale, en fils de laiton, a des ouvertures carrées de 1/12″ = 0^m,002 de côté.

Les sabots des pilons ne pèsent pas plus de 50^k. Les flèches en bois sont aussi un peu moins fortes. La sole est inclinée de 3″ 1/2 = 0^m,084, du premier au dernier pilon. La distance du montant au erzstempel est de 10″ = 0^m,24 seulement. Cette disposition, et la moindre quantité d'eau employée, rendent l'action des pilons beaucoup plus complète, mais aussi la proportion de schlamms plus grande. Pour obtenir un écrasement plus complet on élève la grille de 1″ 1/2 à 2″ = 0^m,036 à 0^m,048 au-dessus de la sole, et on diminue la quantité d'eau.

Ces deux éléments sont en relation évidente; plus la grille est élevée au-dessus de la sole, plus il faut que les grains soient fins pour être entraînés par l'eau, si sa vitesse horizontale n'est pas augmentée.

Pour les deux bocardages fins la levée des pilons est de 6 à 7″ = 0^m,144 à 0^m,168; le nombre des levées par minute est toujours le même, de 42 à 54 pour chaque pilon.

Dernier bocardage. — Les opérations précédentes sont faites pendant l'été: pendant l'hiver on bocarde très-fin les sables pauvres donnés par le travail d'été. La batterie est disposée comme celle du dernier bocardage fin : la grille, placée à 3″ ou même 4″ (0^m,072 à 0^m,096) au-dessus de la sole, a des

1. On voit, d'après ce qui précède, qu'on donne toujours aux ouvertures des grilles employées dans les différents bocardages, des dimensions à peu près doubles de celles des grenailles qu'on veut obtenir en plus forte proportion. Ce rapport entre les dimensions des ouvertures et des grenailles paraît à peu près indépendant de la nature des gangues des minerais.

ouvertures de 1/24″ au plus, $0^m,001$. Elle est nommée afterblech (les deux grilles de 3/16″ et 1/12″ sont appelées mittelblech et erzblech).

On emploie très-peu d'eau dans les bocardages et on produit beaucoup de schlamms, mais l'écrasement à peu près complet est une nécessité absolue pour des matières aussi pauvres.

On a essayé une disposition différente pour le bocardage d'hiver; on a rendu la sole horizontale, on a fermé l'auge sur les quatre parois, en ménageant une ouverture pour la sortie des minerais broyés, à la poitrine, et à la hauteur de 14″ = $0^m,336$ au-dessus de la sole. Les sables à broyer et l'eau arrivaient comme dans la batterie affectée au premier bocardage gros.

Avec cette disposition et en n'employant qu'une petite quantité d'eau, on n'obtenait que des schlamms extrêmement fins; mais il fallait beaucoup plus de temps pour écraser la même quantité de minerais qu'avec la sole inclinée et la grille latérale : aussi est-on revenu à cette ancienne disposition.

Force motrice.— Le moteur des pilons est toujours une roue hydraulique en dessus, de la force de 6 à 8 chevaux, quand elle ne sert pas pour d'autres appareils. Elle fait ordinairement 15 à 16 tours par minute, et son axe transmet le mouvement à l'arbre des cames par un engrenage à deux roues dentées égales. La force motrice des 6 à 8 chevaux est évaluée approximativement, car en tenant compte seulement du travail produit par les levées des pilons, on n'arrive pas à trois chevaux, pour un bocard à trois batteries.

Résultats. — Nous citerons maintenant quelques exemples des quantités de minerais que peuvent écraser les différentes batteries dans un temps donné; nous donnerons en même temps un aperçu des volumes d'eau nécessaires.

Premier bocardage gros. — Avec des minerais à gangues tendres, barytiques ou calcaires, les barreaux de la grille présentant l'écartement de 1/2″ = $0^m,012$, la quantité écrasée par heure peut s'élever jusqu'à 24 centner = 1,176 kil., mais ne dépasse pas ordinairement 20 centner = 980 kil., avec une dépense d'eau de 12 à 15 pieds cubes = $0^{mc},2868$ à $0^{mc},3585$ par minute. Pour des minerais à gangues de quartz et de grauwacke, la quantité écrasée dans une heure n'atteint pas 16 centner = 784 kil.; le volume d'eau nécessaire est encore de 12 à 15 pieds cubes par minute.

Quand l'écartement des barreaux de la grille est seulement 3/8″ = $0^m,009$, on ne peut pas broyer, par heure, plus de 12 à 15 centner de minerais pauvres (soit 588 à 735 kil.), le volume d'eau nécessaire varie de 10 à 12 pieds cubes, $0^{mc},237$ à $0^{mc},2868$, par minute, suivant la nature des minerais.

Bocardage moyen des grenailles pauvres d'un premier criblage, sur une sole inclinée, avec une grille latérale présentant des ouvertures de 3/16″

= 0m,0045. Une expérience spéciale a donné pour résultat : on a écrasé 7 treiben de grenailles, en bocardant jour et nuit pendant 9 jours : aussi la traduction du nombre précédent en mesures françaises donne 0mc,243, soit en poids 420 kil. par heure. Le volume d'eau nécessaire est de 7 pieds cubes = 0mc,1673 par minute.

Bocardage fin, avec la grille latérale présentant des ouvertures de 1/12″ = 0m,002. On peut écraser 12 centner = 588 kil. de sables et fines grenailles, par heure, avec une consommation d'eau de 5′c = 0mc,1195 par minute.

Pour le bocardage d'hiver, on n'emploie pas plus de 4′c, = 0mc,0956 d'eau par minute, en broyant environ 8 centner = 392 kil. par heure.

Personnel. — Il faut au plus deux ouvriers pour un bocard à trois batteries; leur travail consiste à charger les minerais à la pelle, en quantité convenable, d'après les indications du steiger; à débourber les sables et grenailles, provenant des bocardages gros, et à les charger sur le rätter classificateur.

Appareils de classification.

Parmi les appareils de classification, essayés ou employés définitivement au Harz, nous considérerons seulement les plus importants :

1° Le système de rätter employé pour débourber et en même temps classer en grosseurs les menus (grubenklein);

2° Le séparations-rätter, servant à classer les produits des broyages successifs aux cylindres ou aux bocards;

3° Les rätter proposés à différentes époques en remplacement du séparations-rätter ordinaire.

Ratterwasche servant pour le grubenklein.— *Pl. XVII, fig.* 4, 5, 6, 7, 8, 9, 10. — L'appareil qui sert au débourbage et au classement des menus des mines, se compose essentiellement de deux rätter inclinés en sens contraire et disposés l'un au-dessus de l'autre. En avant du rätter supérieur est la table de triage, sur laquelle tombent les gros fragments; en dessous des rätter se trouvent plusieurs cases destinées à recevoir les grenailles de différentes grosseurs; enfin l'eau nécessaire au débourbage arrive sur la plus grande partie de la surface du rätter supérieur, par une caisse fixe, à fond horizontal percé de trous, A, *fig.* 4.

Le rätter supérieur (ober-rätter) est soutenu par un système de charpente, bien solide, à une certaine hauteur au-dessus du sol de l'atelier. Sa dispo-

sition est représentée *Pl. XVII*, *fig.* 4, 5, 7, 8. Ses dimensions principales sont :

Longueur totale.....	7'6" = 2m,360	inclinaison 1" par pied.
Largeur...........	1'9" = 0m,504	
Profondeur totale....	1'9" = 0,m504	

Il est mobile autour de l'axe horizontal α, tandis que l'autre extrémité est alternativement soulevée et abandonnée par la chaîne 6, attachée à un système de leviers, que met en mouvement la roue hydraulique du bocard. Après chaque levée de 6 à 7"=0m,144 à 0m,168, le rätter tombe de tout son poids et vient buter contre une solide traverse horizontale. Il en résulte des chocs qui forcent les minerais chargés à la partie supérieure, soit à passer à travers les ouvertures des grilles, soit à descendre vers le bas du rätter.

Les grilles sont disposées en deux rangées parallèles (*fig.* 7).

Rangée supérieure. La partie *m*, *n*, sur laquelle est chargé le minerai, est pleine, en fonte, encastrée dans les parois latérales; la partie *n*, *p* comprend quatre grilles carrées de 16" = 0m,384. en fonte, avançant chacune sur la précédente. Les grilles ont des ouvertures carrées de 1" = 0m,024 de côté, et leur ensemble a presque l'inclinaison du rätter, tandis que chacune d'elles est un peu moins inclinée.

La partie inférieure *p*, *q*, *r*, est en fonte et pleine; elle sert à conduire les fragments trop gros au delà du rätter et à les faire tomber sur la table de triage T, nommée klaubtische.

Rangée inférieure. Elle présente la même disposition que la première, mais ne comprend que trois grilles en fonte, dont les ouvertures carrées ont seulement 5/8" = 0m,015 de côté. Les grenailles trop grosses pour traverser ces grilles tombent dans une case inférieure par l'ouverture *o*.

Les grenailles qui traversent les deux systèmes de grilles sont conduites par le fond plein de la caisse jusqu'à l'ouverture ω, et tombent sur le rätter inférieur.

TABLE DE TRIAGE (KLAUBTISCHE). — *Fig.* 4. — La table de triage T est rectangulaire, horizontale et en fonte; elle est percée d'ouvertures carrées de 1" de côté (0m,024), en sorte que pendant le triage les grains plus petits que cette dimension, entraînés avec les fragments plus gros, sont facilement séparés.

RATTER INFÉRIEUR (UNTER RATTER). — *Fig.* 4, 6, 9, 10. — La disposition est analogue à celle du précédent; il est mobile autour de l'axe horizontal α', tandis que son extrémité inférieure est soulevée à intervalles égaux par la chaîne 6', et retombe librement, après chaque levée, sur une traverse horizontale fixe. Les dimensions principales sont :

Longueur totale........	9′	= 2m,592
Largeur...............	18″	= 0m,432
Hauteur...............	20″	= 0m,480
Inclinaison............	3″	par pied.
Amplitude des levées...	5 à 6″	= 0m,120 à 0m,144.

Les grilles ne sont plus en fonte, mais bien en fils de fer et de laiton, croisés à angle droit, et déterminant des ouvertures à peu près rectangulaires.

Disposition de la rangée supérieure, *fig.* 9.

La partie supérieure *c*, *d*, sur laquelle tombent les minerais du rätter d'en haut, est en fonte et pleine ; de *d* en *e* sont disposées trois grilles carrées, en fils de fer, présentant des ouvertures de 3/16″=0m,0045 de côté ; *e*, *f* est un plan incliné plein, qui conduit les grenailles trop grosses sur la grille *f*, *g*, dont les ouvertures ont 3/8″ = 0m,009 de côté.

Les grenailles traversant la grille sortent du rätter par l'orifice *s* et sont reçues dans la case S : les autres, plus grosses, glissent sur *g*, *h* et tombent en avant du rätter.

Disposition des grilles inférieures. Les trois grilles de cette rangée sont en fils de laiton, croisés, laissant des ouvertures carrées de 1/12″ = 0m,002 de côté. Au-dessous de chacune est une ouverture rectangulaire ; toutes trois débouchent dans une case H, dont le fond est le canal incliné qui conduit les sables fins, les schlamms et les eaux au schossgerenne précédant les labyrinthes.

Les grains qui ne peuvent traverser ces grilles fixes sortent du rätter par l'ouverture *t*, et sont reçues dans la case P.

Les deux appareils fonctionnent sans discontinuité, à raison de 45 à 50 levées, chacun, par minute ; l'eau arrive également en pluie continue sur le rätter supérieur ; le minerai, amené sur un plancher au-dessus de tout le système, est chargé à la pelle, tel qu'il est envoyé des aires sur lesquelles se fait la séparation des wände. Il est débourbé et classé en grosseurs par l'action des deux rätter. On obtient les produits suivants :

1° Gros fragments restés sur la klaubtische ; ils sont soumis au cassage et triage, sur un banc de scheidage voisin ;

2° Grosses grenailles comprises entre 5/8″ et 1″ = 0m,015 et 0m,024 ;

3° Grenailles comprises entre 5/8″ et 3/8″ = 0m,015 et 0m,009 ;

4° Grenailles comprises entre 3/8″ et 3/16″ = 0,009 et 0m,0045 ;

5° Gros sables compris entre 3/16″ et 1/12″ = 0m,0045 et 0m,002 ;

6° Sables fins et schlamms traversant les ouvertures de 1/12″.

Les quatre n[os] intermédiaires, grenailles et gros sables, sont bons à cribler [1].

Force motrice. — Il serait fort difficile d'évaluer par le calcul la force motrice nécessaire à l'appareil des rätter; on admet qu'il faut de 4 à 5 chevaux de force à une roue hydraulique qui mettrait en mouvement un système des dimensions précédentes. Dans plusieurs ateliers les rätter sont doubles, c'est-à-dire présentent de front deux grilles au lieu d'une seule; ils exigent alors une force motrice bien plus grande, évaluée à 8 chevaux.

Eau de lavage. — La quantité d'eau nécessaire au débourbage varie beaucoup avec la nature plus ou moins argileuse des minerais; il faut en général de 2 à 2 1/2 pieds cubes = $0^{mc},0478$ à $0^{mc},0597$ par minute. Ce volume est très-faible, mais il faut bien considérer que les minerais du Harz ne sont pas ordinairement argileux, que les schistes ne forment pas une pâte avec l'eau, comme cela se présente pour les minerais d'un grand nombre de localités. Avec des gangues véritablement argileuses, la rätterwäsche serait un appareil de débourbage, et par suite de classement tout à fait insuffisant.

Quantité de grubenklein. — La quantité de grubenklein qu'on peut passer dans un appareil de rätter, dans un temps donné, dépend de bien des circonstances; la nature du minerai a certainement de l'influence, mais pas autant, à beaucoup près, que le degré de perfection dans le classement, et la direction imprimée au travail par le steiger. Il est, en effet, bien évident que si, dans un temps donné, on charge beaucoup de minerai, l'appareil le débourbera et le classera avec d'autant plus de peine et d'imperfection, que la couche de matière sur les grilles sera plus épaisse. Il faut pour un bon travail que tous les grains soient longtemps en contact avec les grilles, et par suite que la surface des grilles ne disparaisse en aucun point sous les minerais. Cette condition est rarement satisfaite, soit par défaut de surveillance, soit plus ordinairement parce qu'on impose à chaque atelier une quantité trop forte de grubenklein.

On passe ordinairement, en 10 heures, 1 treiben = $6^{mc},368$ de grubenklein, quantité trop forte pour que le classement des grenailles soit fait convenablement.

La proportion des sables fins et schlamms est toujours assez faible; elle varie de 1/6 à 1/5 de la quantité de grubenklein mis en opération.

Personnel. — Un système de rätter occupe deux hommes, l'un pour le

1. Dans plusieurs ateliers, les ouvertures des grilles ont des dimensions un peu différentes, 5/4", 1", 5/8", 1/2", 3/8", 3/16", 1/12". On obtient ainsi un plus grand nombre de classes, ainsi que le montre le tableau n° 2 que nous avons donné précédemment; la disposition de l'appareil est du reste la même.

chargement, l'autre pour l'enlèvement des produits bons à cribler. Le triage et le scheidage emploient de huit à dix jeunes garçons.

INCONVÉNIENTS. — L'appareil de débourbage et de classement, que nous venons de considérer, présente plusieurs inconvénients :

1° Il exige une force motrice considérable, employée bien inutilement à soulever l'appareil lui-même, dont le poids est plus grand que celui du minerai contenu ;

2° L'intensité des secousses verticales n'est pas la même dans toutes ses parties, et l'action des secousses ne produit pas l'effet attendu ; un grand nombre de grains rebondissent sur les grilles, au lieu de glisser sur elles, et tombent soit sur la klaubtische, soit sur le sol de l'atelier, sans avoir traversé les grilles, bien que leurs dimensions soient moindres que celles des ouvertures ;

3° Les chocs violents et répétés compromettent sa solidité, à moins qu'on ne donne à ses différentes parties des dimensions qui en augmentent considérablement le poids.

Les trommels, employés maintenant pour le débourbage des menus des mines, et pour le classement en grosseurs, dans un grand nombre d'ateliers de préparation mécanique, occupent plus d'espace, mais ne présentent aucun de ces inconvénients. Nous n'avons pas besoin de parler des trommels débourbeurs, puisque les minerais du Harz ne sont pas argileux et n'ont pas besoin de débourbage ; nous ne considérons que les trommels classeurs.

Un trommel pour classement, en tôle percée de trous circulaires, animé d'un mouvement de rotation en relation avec son diamètre, donne des grenailles de cinq ou six grosseurs différentes. Dans chaque classe la différence entre les plus petites et les plus grosses est bien plus faible que dans les produits classés par un rätter ; en un mot, la classification est bien meilleure. On peut opérer dans un temps donné sur une plus grande quantité de minerai ; enfin la force motrice nécessaire est beaucoup moindre.

Ces avantages des trommels sur les rätter ne sont pas admis au Harz ; on a essayé les trommels et on les a rejetés comme étant de beaucoup inférieurs aux rätter. Mais les expériences ont été fort mal faites, on a employé des trommels dont la surface était en fils de fer croisés ; on leur a donné une vitesse de rotation tellement grande que les grenailles étaient entraînées en grande partie dans le mouvement. Dans ces circonstances un trommel ne peut pas bien fonctionner. Si les expériences avaient été bien faites, on serait arrivé à constater au Harz, comme dans les autres localités, les grands avantages que les trommels présentent sur les rätter.

APPAREIL EMPLOYÉ A SAINT-ANDREASBERG. — A Saint-Andreasberg on emploie des systèmes de rätterwäsche plus compliqués que les précédents, et

exigeant une force motrice encore plus grande. Le système se compose de rätter superposés et nommés :

1° Stossrätter ou rätter à secousses horizontales;

2° Mittelrätter, disposé comme le oberrätter considéré plus haut;

3° Unterrätter.

Le stossrätter, sur lequel on charge le grubenklein, sous une pluie d'eau, est disposé comme une table à secousses; la surface porte des grilles en fonte, dont les ouvertures carrées ont 1/2″ = 0m,012 de côté.

2° Le mittelrätter, disposé comme le oberrätter des environs de Clausthal, reçoit les grenailles et fragments plus gros que 1/2″, qui ne peuvent traverser les ouvertures du stossrätter. Les grilles en fonte sont percées de trous carrés, de 5/8″ = 0m,015; 7/8″ = 0m,021; et 9/8″ = 0m,027. On fait encore arriver sur la surface supérieure une pluie d'eau, pour achever le débourbage et entraîner sur le rätter inférieur la plus grande partie des matières fines, qui résistent à l'action du stossrätter.

3° L'unterrätter porte des grilles de 1/12″ = 0m,002; 1/8″ = 0m,003; 2/8″ = 0m,006; 3/8″ = 0m,009; et reçoit les grenailles plus petites que 1/2″ provenant du stossrätter, et les parties fines du mittelrätter.

L'appareil ne donne pas moins de huit produits différents :

1° Fragments plus gros que 9/8″ = 0m,027, bons pour le scheidage;

2° Grosses grenailles comprises entre 9/8″ et 7/8″ = 0m,027 et 0m,021;

3° Grosses grenailles comprises entre 7/8″ et 5/8″ = 0m,021 et 0m,015;

4° Grenailles comprises entre 5/8″ et 3/8″ = 0m,015 et 0m,009;

5° Grenailles comprises entre 3/8″ et 2/8″ = 0m,009 et 0m,006;

6° Grenailles comprises entre 2/8″ et 1/8″ = 0m,006 et 0m,003;

7° Grenailles fines, 1/8″ et 1/12″ = 0m,003 et 0m,002;

8° Schlamms et sables fins plus petits que 1/12″ = 0m,002;

Parmi lesquels six sont bons à cribler.

Cet appareil donne de bons résultats au point de vue du débourbage et du classement en grosseurs; mais il est compliqué et il exige une force énorme, employée à mettre en mouvement les rätter, bien plus que les minerais eux-mêmes.

Appareils servant à la séparation des minerais en grenailles de différentes grosseurs. — Séparations-rätter.

Nous avons exposé précédemment les principes de la préparation mécanique des minerais : écraser à plusieurs reprises et de plus en plus fin, en séparant chaque fois les grenailles bonnes à cribler, et ne soumettant aux broyages ultérieurs que les grenailles pauvres, données par les criblages.

Pour qu'un crible puisse donner de bons résultats, c'est-à-dire classer les matières par couches horizontales de richesse décroissante, il est nécessaire que tous les grains soient à peu près de dimensions égales ; il est impossible d'arriver pratiquement à l'égalité presque parfaite, mais on cherche à en approcher le plus possible en divisant les matières broyées à l'aide de grilles, dont les ouvertures sont peu différentes [1].

Nous considérerons successivement le classement en grosseurs pour les minerais écrasés aux cylindres broyeurs et pour les minerais bocardés.

Au premier cylindrage les minerais traversent les grilles d'un tamis à secousses, nommé rätter sec. Les ouvertures des grilles ont ordinairement 3/8" = 0m,009 de côté. On admet que la plus forte proportion des grenailles produites par ce broyage s'éloigne peu de la dimension 3/16", moitié moindre que le côté des ouvertures des grilles. Ces grenailles sont accompagnées de grains plus gros, de sables plus fins et de poussières. Toutes ces matières imparfaitement sèches adhèrent les unes aux autres, en sorte qu'il est nécessaire de les bien mouiller avant de les porter à l'appareil de séparation. On utilise l'appareil de mouillage pour séparer en même temps la plus grande partie des matières fines, c'est-à-dire qu'on fait à la fois le mouillage et le débourbage des minerais broyés.

Débourbage. — Les deux opérations sont faites dans une longue caisse, communiquant par un canal souterrain avec le schossgerenne, les labyrinthes et les bassins de dépôt. La caisse, ou durchlass, a 6' = 1m,728 de long, 14" = 0m,336 de large, et 12" = 0m,288 de profondeur à la tête, c'est-à-dire à l'endroit le plus voisin de la table sur laquelle on dispose les minerais : le fond est incliné en montant vers le pied ; la profondeur n'est plus que de 5" = 0m,120 ; on fait arriver par la tête un courant d'eau plus ou moins rapide suivant la nature des minerais ; ordinairement 1'c par minute est un volume suffisant.

Un ouvrier fait tomber de temps en temps les minerais de la tête dans le durchlass, les agite fortement à la pelle dans l'eau, en les ramenant du pied vers la tête, et enlève tous les gros sables et les grenailles. Les sables fins et schlamms sont entraînés par l'eau au schossgerenne. Les grenailles et les gros sables sont déposés sur une aire latérale, et portés ensuite à l'appareil de classification.

1. Nous pouvons remarquer dès à présent que le classement en grosseur, au moyen de grilles successives, dont chacune arrête une certaine proportion de grains, est fort imparfait. Chaque grille arrête bien tous les grains dont les dimensions dans tous les sens dépassent celles des ouvertures, mais laisse passer les grains allongés, et retient une très-forte proportion de grains plus petits que les ouvertures. Cette imperfection de classement rend plus difficiles les divisions au criblage, mais l'inconvénient est bien moindre qu'il ne le paraît au premier abord, par suite du principe même suivi au Harz, procéder par approximations successives.

Un durchlass, des dimensions précédemment indiquées, peut facilement passer tous les minerais écrasés par les cylindres.

CLASSIFICATION. — L'appareil de classification, nommé séparations-rätter, est disposé comme le unterräter d'une rätterwäsche, aussi n'avons-nous pas cru nécessaire de le représenter dans les planches jointes au mémoire.

Les dimensions principales sont les suivantes :

Longueur totale de la caisse....	7′	= 2m,016
Largeur totale................	18″	= 0m,432
Profondeur..................	14″	= 0m,336

L'inclinaison de la caisse au repos est de 4″ pour 1′.

Les levées sont de 5 à 6″ = 0m,120 à 0m,144 ; leur nombre varie le plus souvent de 45 à 50 par minute.

Les grilles en fils de fer ou de laiton croisés à angle droit, présentent des ouvertures de 3/16″ = 0m,0045 et 1/12″ = 0,002.

Une caisse, à fond horizontal percé de trous, est disposée au-dessus des grilles supérieures et permet de faire arriver sur la plus grande partie de la surface une pluie d'eau assez abondante, et dont on évalue le volume à 1′c par minute.

Les minerais débourbés sont chargés à la pelle sur le haut des grilles, et sont divisés par l'appareil en trois produits différents[1] :

1° Grenailles plus grosses que 3/16″ = 0m,009, ou plutôt qui ne peuvent traverser les ouvertures de cette dimension : elles tombent en avant du séparations-rätter ;

2° Grenailles fines comprises entre 1/12″ = 0m,002, et 3/16″ = 0m,0045 : elles sont reçues dans une case, disposée sous l'appareil ;

3° Sables fins et schlamms, traversant les grilles les plus fines ; ils sont entraînés par l'eau dans un canal souterrain, qui rejoint celui du durchlass.

Il faut deux séparations-rätter pour classer les minerais broyés par une paire de cylindres, c'est-à-dire 1 treiben par journée de dix heures. Avec des minerais ordinaires, les produits ci-dessus indiqués sont à peu près dans les proportions suivantes, pour 100 de minerais écrasés :

16 à 20 de sables fins et schlamms, entraînés au schossgerenne ;

20 à 25 de grenailles fines, comprises entre 1/12″ et 3/16″ ;

64 à 55 de grenailles comprises entre 3/16″ et 3/8″.

1. Quand on traite les minerais riches, on donne souvent 1/2″ = 0m,012 aux ouvertures des grilles du rätter sec ; alors on doit disposer le séparations-rätter avec des grilles de 3/8″, 3/16″, 1/12″, et cet appareil donne, outre les produits indiqués, des grenailles arrêtées par les grilles de 3/8″, et comprises entre 3/8″ = 0m,009 et 1/2″ = 0m,012. La disposition est du reste tout à fait la même.

Au reste, ces rapports sont variables avec un grand nombre de circonstances, la nature des gangues des minerais, l'état des cylindres, et surtout la surveillance du steiger. Ce dernier point est principalement important pour l'appareil de classification, qui fonctionne tout à fait mal, quand la charge de minerai est trop forte.

Nous ne répéterons pas ici ce que nous avons dit plus haut à propos des rätterwäsche : un trommel classeur bien réglé est préférable aux rätter.

FORCE MOTRICE. — La force motrice nécessaire pour deux séparations-rätter est évaluée à 2 chevaux.

PERSONNEL. — Il faut un homme pour charger à la pelle les minerais sur les deux appareils, et un homme pour enlever les grenailles et les transporter aux cribles.

Dans le cas du second cylindrage, les ouvertures des grilles du rätter sec ont seulement 3/16" = 0m,0045. La série des opérations et les appareils employés sont les mêmes, tant pour le débourbage que pour la classification.

Les produits des séparations-rätter ne sont plus que :

1° Grenailles fines ou gros sables compris entre 1/12" et 3/16":

2° Sables fins et schlamms.

Ils sont en moyenne dans la proportion de :

33 pour les sables fins et schlamms ;

66 pour les gros sables bons à cribler.

La quantité d'eau et la force motrice sont à peu près les mêmes que dans le premier cas considéré.

Les produits des bocardages à travers les grilles de 3/4", 3/8", 3/16" sont traités à très-peu près comme ceux donnés par les cylindres. Ils sont d'abord débourbés dans une longue caisse ou durchlass ; les grains et grenailles, enlevés à la pelle sont chargés à l'appareil de classification, tandis que les sables et schlamms sont entraînés à l'appareil nommé schossgerenne.

Les grilles des séparations-rätter ont des ouvertures carrées de 3/4" = 0m,018, 5/8" = 0m,015, 3/8" = 0m,009, 3/16" = 0m,0045, 1/12" = 0m,002 : le nombre des produits dépend du numéro du bocardage : pour le premier bocardage gros on obtient :

1° Grenailles plus grosses que 3/4" = 0m,018 ;

2° Grenailles plus grosses que 5/8" = 0m,015 ;

3° Grenailles comprises entre 5/8" et 3/8" = 0m,015 et 0m,009 ;

4° Grenailles comprises entre 3/8" et 3/16" = 0m,009 et 0m,0045

5° Grenailles fines comprises entre 3/16" et 1/12" = 0m,0045 et 0m,002

6° Sables fins et schlamms.

Les bocardages suivants produisent en moins les grosses grenailles.

La proportion de grenailles de grosseurs différentes, données par es bocar-

dages, est à peu près la même que dans le cas des cylindrages, la quantité de schlamms et sables fins est plus grande en valeur absolue, mais non pas relative, c'est-à-dire si on tient compte de la plus grande pauvreté des minerais soumis au bocard.

Appareils expérimentés. — Le séparations-rätter ordinaire donne toujours un classement assez imparfait ; aussi a-t-on cherché à le modifier de diverses manières, dans le but d'arriver à un résultat meilleur. On a essayé de multiplier le nombre des grilles, afin d'obtenir un plus grand nombre de numéros de grenailles pour les criblages, sans en retirer un avantage notable ; on en a conclu, avec raison, que l'imperfection du classement provenait de la disposition même de l'appareil. Après avoir expérimenté et rejeté les trommels-classeurs, on a modifié le rätter ordinaire en rendant les secousses verticales et égales dans toutes les parties de l'appareil ; le nouveau rätter, nommé lütten-rätter, ayant produit un classement un peu meilleur que l'ancien, nous donnerons une idée de sa disposition.

Lutten ratter. — Pl. XVII, fig. 1, 2, 3. — Le lütten-rätter se compose essentiellement d'un châssis prismatique en bois A, A', B, B', portant quatre systèmes de grilles fixes, inclinées à l'horizon α, β, γ, δ, et mobile verticalement entre deux montants fixes M, M. L'appareil est alternativement soulevé et abandonné à lui-même : les levées de 4'' = $0^m,096$ sont déterminées par deux chaînes *l*, qui viennent se réunir à un système de levier, mis en mouvement par la roue du bocard ; l'appareil est guidé dans les levées et descentes par des rainures verticales fixées aux deux montants M, *fig.* 3. — Chaque fois que l'appareil retombe par son poids, sa base B, B' vient frapper bien d'aplomb sur la fondation solide en bois N, N, il en résulte des chocs assez violents, dont la direction est bien verticale et bien égale dans toutes les parties.

Au-dessus du lütten-rätter, une caisse P, à fond horizontal percé de trous, sert à faire arriver sur les grilles l'eau nécessaire à la séparation des grains.

En avant des grilles sont disposés plusieurs plans inclinés p, p, p, sur lesquels glissent dans des cases correspondantes les grenailles arrêtées par les grilles, et rejetées en dehors de l'appareil par les secousses verticales, et par suite de l'inclinaison des grilles. Ces plans inclinés forment un système fixe et indépendant du lütten-rätter

Les grilles sont prolongées en dehors des châssis par des plaques de fonte, s'avançant de 4'' = $0^m,096$ au-delà de la naissance des plans inclinés.

Les minerais retirés du durchlass sont chargés à la pelle dans la trémie fixe T, glissent sur le fond incliné, et viennent tomber dans la fausse trémie *t*, laquelle fait corps avec les châssis du lütten-rätter. Une échancrure dans la face postérieure de la fausse trémie empêche que, dans le mouvement de

l'appareil, elle ne vienne frapper le plan incliné fixe *s, s*. Les dimensions principales sont les suivantes :

Les grilles ont $0^m,85$ sur $0^m,35$; elles sont inclinées à $0^m,085$ par mètre, leur écartement est de 8″ = $0^m,192$, les ouvertures rectangulaires ont 1/2″ = $0^m,012$, 3/8″ = $0^m,009$, 3/16″ = $0^m,0045$, 1/12″ = $0^m,002$ de côté. Les trois grilles supérieures sont en fils de fer, celle inférieure en fils de laiton.

Les levées sont ordinairement de 4″ = $0^m,096$, et leur nombre varie de 45 à 50 par minute. On n'a pas mesuré la quantité d'eau amenée dans la caisse P, on l'évalue à moins de 1^{lc} par minute.

La force motrice nécessaire dépasse certainement 2 chevaux.

Le lütten-rätter employé au bocard n° 3 de la vallée de Clausthal, pour le classement des produits du premier bocardage avec une grille de 3/4″ = $0^m,018$, donne les produits suivants :

1° Fragments plus gros que 1/2″ = $0^m,012$, arrêtés par la première grille ;

2° Grenailles comprises entre 1/2″ = $0^m,012$ et 3/8″ = $0^m,009$ arrêtées par la seconde grille ;

3° Grenailles comprises entre 3/8″ = $0^m,009$, et 3/16″ = $0^m,0045$, arrêtées par la troisième grille ;

4° Sables gros compris entre 3/16″ = $0^m,0045$ et 1/12″ = $0^m,002$, arrêtés par la quatrième grille ;

5° Sables fins et schlamms, traversant toutes les grilles, tombant avec l'eau dans le canal souterrain X, qui les conduit au schossgerenne, en même temps que les matières fines entraînées en dehors de la caisse de débourbage.

En comparant les quatre classes de grenailles bonnes à cribler, données par le lütten-rätter, aux produits correspondants du séparations-rätter ordinaire on a constaté une amélioration très-notable dans la classification, mais l'avantage qui en est résulté pour le criblage n'a pas été sensible, ou au moins n'a pas compensé les inconvénients de l'appareil ; il exige, en effet, une force motrice plus grande, et de plus il se détraque facilement par suite des violentes secousses qui lui sont imprimées.

Stossratter. — M. Ey, ancien directeur de la préparation mécanique du Harz, a fait essayer une disposition différente du rätter classificateur, désignée, en raison de son analogie avec les tables à secousses, sous le nom de stoss-rätter ou schlag-rätter.

L'appareil se compose de quatre systèmes de grilles, suspendus à des chaînes inclinées, déviés à intervalles égaux et horizontalement de leur position, et y revenant par leur poids en frappant contre des madriers fixes.

Les résultats donnés par cette disposition n'ont probablement pas été satisfaisants, car elle a été définitivement abandonnée.

Cribles ou setzmachine

Les cribles occupent maintenant une place importante dans les ateliers de préparation mécanique, et doivent être étudiés avec beaucoup de soin. On emploie actuellement au Harz trois systèmes différents :

1° L'ancien crible à cuve, dans lequel l'eau est en repos et la grille mobile; crible à cuve;

2° Le crible à grille fixe, dans lequel l'eau est poussée sous la grille par l'action d'un piston latéral; nous le nommerons crible à piston latéral;

3° Le crible à grille fixe, dans lequel l'eau est mise en mouvement par un piston, placé sous la grille dans la même cuve; nous l'appellerons crible à piston inférieur.

Nous allons examiner ces trois systèmes, en nous arrêtant plus spécialement sur les deux derniers, dont les résultats sont bien meilleurs.

CRIBLE A CUVE. — PL. XVIII, FIG. 11. — Le plus ancien de tous les appareils de criblage est le petit crible de 16″ de diamètre, manœuvré à bras dans une cuve; il exige une main-d'œuvre trop grande. Il a été remplacé successivement, par le crible de 24″, mis en mouvement par un homme, à l'aide d'un système de levier, dans une cuve contenant de l'eau, Handsetzmachine; par le crible de 40″ de diamètre, recevant son mouvement de la roue hydraulique, et enfin par les cribles actuels à grilles fixes.

Le crible de 40″ subsiste encore dans plusieurs ateliers, nous représentons sa disposition par une simple élévation. *Pl.* XVIII, *fig.* 11.

A. Cuve à eau cylindrique, enfoncée de 1′ = 0^m,288 dans le sol de l'atelier; son diamètre est de 4′ 2″ = 1^m,20; sa hauteur totale est de 3′ = 0^m,864; le crible cylindrique, qui se meut dans cette cuve, a 40″ = 0^m,960 de diamètre et 1′ = 0^m,288 de hauteur.

B. Trémie latérale dans laquelle on charge les grenailles à cribler; on les fait couler sur la grille en ouvrant en temps convenable la porte à glissière *b*.

C. Tige verticale soutenant le crible par quatre bras en fer, ayant la forme chacun d'un quart de cercle.

D. Balancier mobile autour de l'axe horizontal *d*; le mouvement lui est transmis par un arbre à cames D′. Plusieurs autres systèmes de transmission sont employés au Harz : nous avons représenté le plus simple de tous.

F. Mode d'assemblage de la tige du crible avec le balancier.

H. Tige verticale, assemblée avec le balancier, mobile dans une rainure pratiquée dans le massif H; elle sert à diriger le mouvement, et en même temps à soulever le crible au-dessus du niveau de l'eau dans la cuve : pour cette manœuvre l'ouvrier saisit le taquet *l*, et fait porter l'extrémité de la

tige sur la face supérieure du massif. Cette manœuvre est ordinairement facilitée par un contre-poids placé à l'extrémité du balancier, vers D'.

Le contre-poids ne doit équilibrer qu'une partie du poids du crible et du minerai, afin que l'excédant soit encore suffisant pour produire une descente assez rapide du crible dans l'eau, quand les cames cessent d'abaisser l'extrémité du balancier.

L'amplitude du mouvement vertical du crible dépend de la grosseur des grenailles, et ne dépasse pas ordinairement 1″ 1/2 = $0^m,036$. Le nombre des levées est toujours très-grand; il varie de 150 à 220 par minute. La séparation des minerais en couches de richesse décroissante, résulte, d'après cela, d'un grand nombre d'actions successives de l'eau sur les grains, chacune très-faible et produisant peu d'effet; sous ce point de vue le crible à cuve diffère essentiellement des cribles à piston latéral, ou à piston inférieur, dans lesquels on cherche à obtenir le plus d'action possible de chaque impulsion donnée à l'eau. Aussi ces derniers arrivent au résultat désiré, non pas d'une manière plus parfaite, mais en moins de temps, et pour cette raison ils doivent être préférés aux cribles à cuves, surtout pour les grosses grenailles.

Force motrice. — Nous ne pouvons indiquer la force motrice nécessaire pour mettre un crible en mouvement; il nous paraît assez probable qu'il ne faut pas moins de 1/2 cheval par chaque crible, en estimant la fraction de la force de la roue hydraulique employée à mettre le crible en mouvement.

Personnel. — Dans plusieurs ateliers chaque crible est confié à un ouvrier, mais à la rigueur un homme suffirait pour deux cribles.

Le travail est très-simple : l'ouvrier charge le crible des minerais contenus dans la trémie, de manière à ce que les grenailles occupent sur la grille une hauteur de 4 à 6″; 6″ pour les grenailles fines, 4″ pour les grosses. Il met le crible en mouvement et le laisse fonctionner librement, pendant un temps variable avec la nature des minerais, de 4 à 8 minutes, puis il soulève le crible, et quand l'eau est bien écoulée, il enlève avec une raclette une certaine épaisseur de minerai pauvre; cette première qualité est nommée bergerz; puis une seconde tranche (abhübe) de minerai moins pauvre, pocherz. Les épaisseurs sont indiquées d'avance à l'ouvrier par le steiger, d'après l'expérience de la nature des minerais.

L'ouvrier fait tomber sur le crible une quantité de grenailles à peu près égale à celle qu'il a enlevée, et remet le crible en activité; après un certain nombre d'opérations semblables, nombre qui est encore indiqué par le steiger, l'ouvrier enlève, après la tranche de pocherz, une nouvelle couche de minerai plus riche, du schurerz : enfin après un temps plus ou moins long,

l'ouvrier peut enlever la dernière tranche, immédiatement en contact avec la grille, de minerai bon à fondre, stufferz.

Outre ces produits le criblage donne des matières fines qui traversent les grilles, ou sont soulevées par l'eau en dehors du crible, qui fonctionne entièrement plongé; ces matières fines doivent être soumises à un débourbage.

La quantité de grenailles que peut travailler un crible dépend d'abord de la nature plus ou moins riche du minerai, de la grosseur des grenailles, mais principalement de la perfection qu'on cherche à obtenir dans la séparation en qualités bergerz, pocherz, schurerz, stufferz. Les fines grenailles sont celles qui se prêtent le mieux à ce mode de criblage, et dont par conséquent on peut travailler la plus grande quantité dans un temps donné : plusieurs expériences, dans lesquelles les ouvriers ont conduit le criblage avec tout le soin et en même temps toute l'activité désirables, ont indiqué qu'on pouvait travailler sur 4 cribles, en 12 heures, 220 pieds cubes, soit un peu plus de 10,000 kilo. de grenailles fines, en produisant les qualités bergerz, pocherz, schurerz, stufferz, assez nettement séparées.

Avec les anciens cribles à bras on n'aurait pas pu dépasser le quart de cette quantité.

Cribles a grille fixe. — Les cribles à grille fixe, hydraulische setzmachine, peuvent être distingués en plusieurs systèmes;

1° Cribles isolés, à piston latéral :

2° Cribles jumeaux, avec un piston latéral servant pour deux grilles;

3° Cribles à piston inférieur.

Bien que la disposition des cribles à piston latéral, isolés ou jumeaux, soit parfaitement connue, nous représentons dans la *Pl. XVIII, fig.* 7, 8, 9, 10, deux cribles jumeaux avec un piston commun. Ces figures font comprendre en même temps les cribles isolés, puisque la différence est seulement, que la porte mobile destinée à fermer la communication de la cuve du piston avec celle du crible n'existe pas, et qu'un piston ne sert que pour une grille.

Cribles isolés. — Un crible isolé se compose de deux caisses prismatiques en bois, juxtaposées, communiquant par une ouverture rectangulaire *ω*, pratiquée vers le bas de la paroi commune. Dans l'une des caisses se meut un piston plein en bois; dans l'autre est une grille fixe, sur laquelle on place le minerai à cribler. Le piston est mis en mouvement alternatif par une roue hydraulique, avec l'intermédiaire d'un balancier et d'un système de leviers, ou d'un arbre à cames.

Son mouvement doit être tel, que l'eau refoulée sous la grille, pendant la descente du piston, soulève et mette bien en suspension toutes les grenailles;

et qu'ensuite la levée du piston ne commence que quand les grenailles sont descendues et en repos.

L'effet de chaque coup de piston est alors double ; pendant la descente rapide du piston l'eau soulève à une plus grande hauteur les grains les plus légers et les plus pauvres; pendant la montée lente du piston, les grains retombent sur la grille et les uns sur les autres, d'après leurs poids relatifs, les plus lourds tendant à gagner le fond avant les plus légers. Si la levée du piston est trop vive, ou mieux commence trop tôt, les grains sont aspirés pour ainsi dire et pressés sur la grille, sans pouvoir se classer d'après leurs poids relatifs.

Pour que ces actions soient faciles, il importe que les grains soient tous de même forme et de même volume, afin que l'action de l'eau ne soit influencée que par les densités, et les richesses en minerais. L'uniformité et l'égalité des grains sont des conditions impossibles à remplir, et par suite la division des grains d'après leur richesse, ne peut avoir lieu que lentement et n'est jamais qu'approximative. Nous n'insisterons pas davantage sur ces considérations théoriques, qui sont maintenant parfaitement connues. Elles conduisent dans la pratique aux conditions suivantes :

Ne soumettre au criblage que des grains à peu près égaux ;

Donner à l'action de l'eau une énergie d'autant plus grande que les grains sont plus gros et plus lourds :

Ne s'attendre dans tous les cas qu'à une division approchée.

Dimensions. — La section intérieure horizontale de la caisse au-dessus de la grille est un carré de 2′ = 0m,576 de côté; la grille est placée à la profondeur de 10″ = 0m,24; et à la hauteur de 2′ = 0m,576 au-dessus du fond. Pour les grosses grenailles la grille est en fonte et présente des fentes de 1/8″ = 0m,003 : pour les fines grenailles la grille est en fils de fer parallèles, maintenus par un cadre et des traverses en bois, avec armatures en forte tôle : les fils sont écartés de 1/12″ = 0m,002 pour les grenailles de 3/8″ et de 1/24″ = 0m,001 pour les grenailles de 3/16″.

Les dimensions de la caisse qui contient le piston ou corps de pompe sont assez variables ; on a employé des cribles dans lesquels la section du corps de pompe était à la surface de la grille dans les rapports de 1, 3/4, 1/2, et ces cribles ont fonctionné tous à peu près de la même manière : cependant le travail paraît mieux fait, au moins dans le cas des grosses grenailles, quand la section du corps de pompe est égale à la surface de la grille.

Le piston en bois est plein et ne laisse entre ses parois et celles de la caisse qu'un intervalle très-faible d'environ 1/8″ = 0m,003. Cet intervalle est bien juste suffisant pour que l'eau, amenée dans le corps de la pompe par la partie supérieure, puisse passer au-dessous du piston.

L'ouverture par laquelle communiquent les deux caisses tient toute la largeur de la paroi; sa hauteur dépend de la grosseur des grenailles; elle varie de 5 à 8″ = 0^{m},12 à 0^{m},192. Sa position à une distance plus ou moins grande au-dessous de la grille, exerce beaucoup d'influence sur l'effet produit par l'eau sur le minerai. Quand l'ouverture est placée tout à fait au fond, on observe fréquemment que l'action de l'eau est à peu près nulle sur la partie du minerai voisine de l'ouverture, et au contraire beaucoup trop forte du côté opposé; en sorte que, une partie du minerai n'est pas du tout soulevée par l'eau, et que l'autre partie l'est beaucoup trop pour qu'il puisse y avoir un bon classement des grains. Cet effet est dû à ce que l'eau passe avec une certaine vitesse et obliquement du corps de pompe dans l'autre caisse, se réfléchit sur le fond et vient frapper la grille du côté opposé à l'ouverture. Cette action oblique de l'eau, très-nuisible au criblage, est plus marquée dans les cribles, dans lesquels le piston a une surface moindre que la grille, parce que, pour produire le même effet sur le minerai, on est obligé de donner au piston une vitesse plus grande.

Quand l'ouverture est disposée vers le milieu de la hauteur, entre le fond et la grille, l'eau passe presque horizontalement, et on peut obtenir une action égale sur toutes les parties de la grille, pourvu qu'on règle la vitesse du piston d'après la résistance opposée par le minerai, de manière à ce que le courant horizontal venant du corps de pompe arrive seulement à la paroi opposée à l'ouverture, sans se réfléchir sur cette paroi. Ces considérations montrent combien il est difficile de bien régler un crible à piston : il faut que le piston descende avec une vitesse plus ou moins grande, suivant la grosseur des grenailles, l'épaisseur du minerai sur la grille, le poids, et par conséquent la richesse et la nature des gangues, afin que l'eau soulève convenablement tout le minerai, sans avoir une vitesse trop grande, car alors, frappant avec force la paroi de la caisse, elle serait réfléchie obliquement sur la grille et agirait inégalement. Il faut que la position de l'ouverture soit en relation avec ses dimensions, avec la charge du minerai et la vitesse du piston.

Une longue expérience peut seule conduire aux dispositions les plus convenables; aussi les cribles dans lesquels l'eau agit bien également sur toutes les parties de la grille sont-ils très-peu nombreux. Nous donnerons tout à l'heure les dimensions adoptées dans l'atelier de Bergwerks wohlfahrt, dans lequel sont les meilleurs cribles à piston latéral.

Le fond du corps de pompe est toujours horizontal, celui de la caisse est incliné vers l'orifice destiné à l'enlèvement des matières fines, qui traversent les grilles. Une ouverture pareille, et dont le but est le même, est ménagée dans la paroi du corps de pompe. Les deux orifices sont fermés par des

portes extérieures en bois, mobiles dans des rainures ou glissières verticales.

Enfin, pour mettre à sec la lavée sans perdre toute l'eau qui remplit la cuve, on ménage à la hauteur de la grille, et en dessous, une ouverture plus petite, fermée également par une porte en bois, mobile entre deux rainures.

Les minerais à cribler sont contenus dans une trémie latérale, disposée assez ordinairement au-dessus du corps de pompe, et dont la porte permet au minerai de tomber directement sur la grille.

Transmission. — La transmission du mouvement de la roue hydraulique au piston est faite, soit par un arbre à cames agissant sur l'extrémité du balancier, soit par un système de leviers plus ou moins compliqué.

La meilleure disposition est évidemment celle d'un arbre intermédiaire, dont la vitesse de rotation est dans un rapport déterminé avec celle de la roue hydraulique, et qui agit par trois cames sur l'extrémité du balancier, en disposant ce dernier absolument comme l'indique la *fig. 11, Pl. XVIII*, pour le crible à cuve. L'excès de poids du balancier, du côté du piston, fait appuyer constamment l'autre extrémité sur les cames, et celles-ci conduisent toujours le mouvement soit à la montée, soit à la descente du piston. Cet avantage est très-grand parce que les cames sont larges, peuvent être en bois, et par conséquent sont très-faciles à modifier ou à remplacer. Le steiger dispose d'un moyen simple de régler son crible.

Un autre élément est l'excès de poids du balancier du côté du piston et de la guide : plus il est grand, plus l'eau tend, si la forme des cames le permet, à être poussée avec violence dans la descente du piston; il est commode de disposer le balancier, la tige du piston et la guide du mouvement, de manière à ce que l'excédant de poids soit trop faible pour produire un mouvement assez rapide; le steiger, en l'augmentant par l'addition de masses plus ou moins pesantes, parvient alors par tâtonnement à trouver le poids qui convient à chaque classe du minerai [1].

Le nombre des coups de piston, par minute, est peu variable avec la nature du minerai; il est toujours bien plus faible que dans le cas des cribles à cuves : nous indiquerons plus loin, pour les différentes classes de grenailles, les nombres qui paraissent les plus convenables; nous donnerons en même temps les amplitudes adoptées pour le mouvement du piston.

1. En Belgique on a donné au piston une disposition un peu différente : le piston remonte librement dans le corps de pompe, sans être soulevé par sa tige. On évite ainsi l'aspiration qui se produit souvent quand le mouvement du balancier n'est pas convenablement réglé.

Travail. — La grille étant chargée de minerai d'une hauteur variable entre 5″ = 0^{m},120 et 8″ = 0^{m},192, suivant la nature des grenailles et des gangues plus ou moins lourdes, l'ouvrier fait arriver l'eau dans le corps de pompe et met le piston en mouvement; il ferme l'arrivée de l'eau quand la quantité est telle que le minerai est toujours entièrement couvert. Il laisse fonctionner pendant un temps déterminé, 5 à 10 minutes, puis il soulève la guide et par conséquent le piston, de manière à soustraire le balancier à l'action des cames. Il fait par ce mouvement passer une certaine quantité d'eau de la cuve dans le corps de pompe, et si l'appareil est bien construit, l'eau doit s'abaisser dans la cuve jusqu'à la grille; dans le cas où l'eau couvrirait encore le minerai, l'ouvrier peut le mettre à sec en ouvrant pendant quelques instants l'orifice au niveau de la grille.

Il enlève ensuite une ou deux tranches dont l'épaisseur lui est indiquée par le steiger : c'est la partie la plus pauvre, et ordinairement du bergerz et du pocherz [1]; quand le minerai soumis au criblage est assez riche, l'ouvrier peut enlever immédiatement une autre tranche, de qualité schurerz; mais plus ordinairement la tranche de schurerz ne doit être prise qu'après cinq ou six opérations partielles, dans lesquelles on enlève seulement la couche supérieure de pocherz et de bergerz. Une nouvelle quantité de grenailles, à peu près égale à celle enlevée, est introduite sur la grille; le crible est remis en activité, etc. Les grenailles riches, bonnes à fondre, ne sont enlevées que de temps en temps, quand elles forment sur la grille une couche d'une épaisseur d'environ 2″ = 0^{m},048; l'ouvrier doit avoir soin d'en laisser une tranche mince pour garnir la grille.

Un ouvrier suffit parfaitement pour deux cribles, dont l'un est arrêté pendant que l'autre est en activité.

La force motrice nécessaire pour quatre cribles est évaluée à 1 cheval seulement.

La quantité de grenailles que peut travailler un crible en une journée est très-variable avec la nature du minerai, la grosseur des grenailles; mais surtout elle dépend du degré de perfection qu'on cherche à obtenir dans le classement en bergerz, pocherz, schurerz et stufferz.

Sur huit cribles on peut travailler toutes les grenailles provenant des débourbage, classement et bocardages de 1 treiben = 6^{mc},368 de grubenklein; nous citerons comme exemple l'atelier n° 3 de la vallée de Clausthal; il contient: un appareil de rätter pour le débourbage et le classement, un bocard à trois

1. Dans le criblage des produits des rätterwäsche, la tranche supérieure est du stérile; l'ouvrier doit enlever chaque fois le stérile, et la seconde couche qui est du bergerz et du pocherz, puis de temps en temps le schurerz et le stufferz.

batteries, quatre cribles pour les produits de la rätterwäsche, et quatre cribles pour les grenailles du bocard. On peut traiter, par journée de 10 heures, 1 treiben = 6^{mc},368 de grubenklein : les huit cribles suffisent pour toutes les grenailles.

La quantité d'eau nécessaire au criblage n'a pas encore été mesurée : on peut l'évaluer approximativement à 10 mètres cubes pour quatre cribles et pour une journée.

Cribles jumeaux. — *Pl. XVIII, fig.* 7, 8, 9, 10. — Les considérations précédentes s'appliquent aussi aux cribles jumeaux ; nous nous bornerons à indiquer leur disposition générale.

Les deux cribles A, A ont un piston commun B dont la surface est toujours égale à celle de chacune des grilles. La tige du piston traverse une caisse *c*, *c*, à fond horizontal, dans laquelle on met en dépôt les grenailles à cribler; l'ouvrier doit les faire tomber sur les grilles avec un râble par deux échancrures ménagées dans les côtés correspondants aux cribles.

La communication du corps de pompe avec les cuves est ouverte et fermée à volonté au moyen de deux portes en bois *d*, *d'*, mobiles verticalement dans des rainures, et manœuvrées par deux leviers *f*, *f'*, dont les axes de rotation *e* sont fixés aux montants qui supportent la caisse supérieure. Les ouvertures *m*, *m*, *m*, servent à enlever les matières fines se déposant au fond des cuves ; celles *n*, *n*, sont destinées à faire sortir l'eau des cribles, jusqu'au niveau des grilles, afin que l'ouvrier puisse enlever les grenailles.

L'eau arrive dans le corps de pompe par un canal *t*, *t*, dont la position varie avec les convenances des différents ateliers.

Les deux cribles fonctionnent alternativement, et de la même manière que les cribles isolés. Les avantages de cette disposition, un seul piston pour deux cribles, sont la continuité du mouvement du piston et l'économie de construction ; l'inconvénient est une dépense d'eau un peu plus grande. Il faut en effet que l'ouvrier ferme la communication des corps de pompe avec l'un des cribles avant de mettre l'autre en activité : le premier reste ainsi plein d'eau, et l'ouvrier doit ouvrir l'orifice *n*, pour faire abaisser son niveau au-dessous de la grille et pour pouvoir enlever les différentes tranches de grenailles. Dans les cribles isolés on produit un abaissement presque suffisant du niveau de l'eau, en soulevant le piston de la quantité nécessaire pour mettre le balancier hors de l'action des cames.

Les rainures qui servent aux portes de communication offrent un autre inconvénient, les matières fines viennent se loger au fond et empêchent la fermeture d'être bien complète ; il est ensuite assez difficile de les dégager : l'inconvénient est surtout très-notable, quand les ouvertures de communication sont placées au niveau du fond des cuves.

Nous allons donner maintenant les dispositions particulières des cribles destinés aux différentes qualités de grenailles.

1° Cribles employés pour les plus grosses grenailles données par le débourbage et le classement du grubenklein.

L'amplitude du mouvement vertical du piston est de 5" = 0m,12 ; le nombre des levées par minute, de 45 à 50.

La hauteur du minerai sur la grille est de 5" = 0m,12.

L'ouverture servant à la communication du corps de pompe avec la grille est de 5" = 0m,12 au dessous de la grille ; sa hauteur 7" = 0m,168 ; son bord inférieur est par conséquent élevé de 8" = 0m,192 au-dessus du fond.

2° Cribles employés pour les grenailles provenant du broyage aux cylindres ou au bocard.

	mètres.	mètres.
Amplitude du mouvement du piston...	5" = 0,120	— 4" = 0,096
Nombre des levées par minute.........	45 à 50	*id.*
Hauteur du minerai sur la grille.......	6" = 0,144	— 8" = 0,192
Hauteur de l'ouverture, *id*........	6" = 0,144	— 5" = 0,120
Distance de l'ouverture à la grille.....	5" = 0,120	— 6" = 0,144
Idem au fond.......	9" = 0,216	— 9" = 0,216

La première colonne du tableau précédent s'applique aux grenailles de 3/8" = 0m,009 ; la seconde aux grenailles de 3/16" = 0m,0045.

Pour les sables fins provenant du travail du planherd, on peut changer la grille d'une hauteur de 8" = 0m,192, en donnant seulement 2 à 3" à la course du piston.

CRIBLES A PISTON INFÉRIEUR. — *Pl. XVIII, fig.* 1, 2, 3, 4, 5, 6. — Les cribles à piston latéral sont supérieurs aux cribles mobiles, quand leurs dimensions sont bien réglées d'après la nature des minerais ; mais il arrive très-fréquemment que l'action de l'eau n'est pas égale, aux différents points des grilles, et si le steiger n'est pas actif et intelligent, il laisse ses cribles mal fonctionner. Les ouvriers retirent les grenailles très-imparfaitement classées, et les avantages de la disposition des cribles à grilles fixes disparaissent.

Pour remédier à cet inconvénient, et pour soustraire autant que possible les criblages à l'insouciance des ouvriers et surveillants, on a imaginé de placer, pour chaque crible, le piston sous la grille ; le piston en montant soulève l'eau verticalement, et son action sur le minerai est nécessairement bien régulière ; elle dépend seulement de l'amplitude du mouvement et de sa vitesse, qui peuvent être assignées par l'ingénieur.

On peut employer le crible à piston inférieur, soit avec une caisse latérale dans laquelle l'eau s'élève quand le piston descend, et s'abaisse quand le piston monte, soit, au contraire, sans caisse latérale, l'appareil ne se compo-

sant alors que d'une caisse unique renfermant la grille et le piston. La première disposition se conçoit facilement, en supposant dans les cribles décrits précédemment le piston placé sous les grilles, au lieu de l'être dans une caisse latérale.

Nous considérerons seulement la seconde (*Pl. XVIII, fig.* 1, 2, 3, 4, 5, 6).

La construction de la caisse est assez compliquée : au-dessus de la grille *m*, la caisse est à doubles parois sur les quatre faces, ce qui constitue une caisse secondaire et mobile, placée sur la grille et limitant l'espace que peut occuper le minerai ; pour deux faces opposées l'intervalle entre les deux caisses est seulement de 1″ = 0m,024 ; pour les deux autres l'intervalle est de 2″ = 0m,048 : la caisse intérieure présente sur ces deux dernières faces N des ouvertures *n*, *n*, ayant 2″ = 0m,048 sur 4″ = 0m,096, et placées au-dessus du niveau que l'eau peut atteindre.

Au-dessus de la grille la cuve ou corps de pompe a les deux faces opposées N pleines (*fig.* 2) et les deux autres M (*fig.* 1) à doubles parois, laissant entre elles des espaces ou canaux de 1″ = 0m,024, ouverts en *p*, *p*, au-dessous de la position la plus basse du piston, et prolongés vers le haut jusqu'à *p′*, *p′*.

Les *fig.* 1, 2 font comprendre la manière dont la grille est portée par la caisse principale. Cette grille se compose d'un cadre en bois (*fig.* 5) entouré de plaques de tôle forte, dans lequel pénètrent les fils parallèles, soutenus par trois traverses en bois, également armées de bandes de tôle.

Le piston est en bois, et percé en son milieu d'une ouverture carrée de 4″ = 0m,096 de côté ; elle est fermée par une soupape en bois, dont le jeu est limité par quatre guides en fer glissant dans des rainures verticales, ménagées dans les parois de l'ouverture.

L'épaisseur du piston est d'environ 3″ = 0m,072 ; la distance de ses parois à celles de la caisse est de 1/8″ = 0m,003 à 1/6″ = 0m,004. Cet intervalle est suffisant pour que les matières fines qui traversent la grille puissent passer sous le piston.

Le piston est soutenu par un étrier en fer *q*, *q*, assemblé avec la tige *b* ; les deux branches de l'étrier passent dans l'intervalle des deux caisses, et traversent la grille ; elles sont ainsi hors du contact des minerais.

Le balancier A, A, et la guide H présentent la même disposition que dans les cribles à cuve. Le mouvement peut être transmis au balancier par bien des systèmes ; le plus simple est encore l'emploi de cames conduisant l'extrémité du balancier pendant la montée et la descente du piston. Il faut pour cela que la somme des poids, de la guide H, du piston, et de la partie correspondante du balancier, soit un peu supérieure au poids de l'autre partie. L'excès de poids doit être assez faible, car il sert seulement à appuyer cons-

tamment l'extrémité du balancier sur les cames, dont la forme détermine le mouvement.

L'ouverture *a*, fermée pendant l'activité du crible par un coin, ou bien par une porte mobile dans des rainures verticales, sert à retirer de temps en temps les matières fines accumulées au fond de la cuve.

L'ouverture *x*, placée immédiatement sous la grille, permet de faire écouler l'eau quand on veut enlever les tranches différentes de grenailles.

L'ouverture α, qu'on peut ouvrir ou fermer par le levier D, sert à l'introduction de l'eau dans la cuve : elle communique avec le canal *y*.

Enfin la trémie reçoit en dépôt les minerais à cribler.

La hauteur du minerai sur la grille, l'amplitude du mouvement du piston, le nombre des leviers varient avec la grosseur des grenailles, comme dans les cribles à piston latéral [1]. La manœuvre exige seule quelques explications.

La levée du piston doit avoir lieu avec assez de vitesse pour que les grenailles soient bien soulevées par l'action de l'eau : la descente doit au contraire se faire assez lentement pour que les grenailles se tassent d'elles-mêmes, sans que le mouvement imprimé à l'eau par le piston vienne accélérer leur chute. La levée du piston tend à produire au-dessous de lui un vide ; il faut donc, pour que le mouvement soit possible, que l'air puisse s'introduire dans la partie inférieure de la cuve. L'air extérieur entre par les orifices *p'*, *p'*, et les canaux latéraux *p*, *p*. L'eau placée sous le piston reste à peu près immobile, pendant que celle supérieure est soulevée et agit sur les minerais : une très-petite partie tombe sous le piston, entraînant les matières fines, par l'espace très-petit entre les parois du piston et de la cuve. Le balancier n'a donc à soulever dans ce mouvement ascensionnel que l'eau supérieure au piston et le minerai.

Pendant la descente, l'air introduit sous le piston soulève la soupape et vient se loger au-dessus de l'eau sous la grille. Dans la levée suivante cet air est pressé contre le minerai et s'échappe latéralement par les ouvertures *n*, *n*.

Ces mouvements de l'air évitent l'emploi d'une double colonne d'eau en mouvement alternatif, mais rendent la construction de l'appareil un peu plus compliquée.

Les cribles à piston inférieur présentent sur les précédents le grand avantage d'une action bien uniforme de l'eau sur toutes les parties des grilles :

1. Pour les grenailles de 3/8″ = $0^m,009$, l'épaisseur du minerai sur la grille est seulement de 5″ = $0^m,120$, la hauteur de la levée du piston est de 3″ = $0^m,072$: pour les grenailles de 3/16″, ces nombres sont respectivement 5″ = $0^m,120$ et 2″ 1/2 = $0^m,06$, et pour les sables 6″ = $0^m,144$ et 1″ 1/2 à 2″ = $0^m,036$ à $0^m,048$. Le nombre des levées du piston est toujours de 40 à 45 par minute.

ils exigent à peu près la même force motrice, la même main-d'œuvre; ils ne dépensent pas une plus grande quantité d'eau que les cribles à piston latéral.

Dans quelques ateliers on a transformé des cribles jumeaux en cribles à piston inférieur, en utilisant l'ancien corps de pompe comme réservoir d'eau. Les cribles sont alternativement l'un en activité, l'autre en repos, et chaque piston met en mouvement une colonne d'eau oscillante, qui s'élève ou s'abaisse dans l'ancien corps de pompe, suivant que ce piston monte ou descend dans la cuve. Ces cribles fonctionnent bien, mais demandent une force motrice un peu plus grande que ceux dans lesquels l'intervention de l'air remplace la colonne d'eau latérale : cela se conçoit aisément, puisque le piston, en montant rapidement, doit mettre en mouvement derrière lui toute la masse d'eau contenue dans la cuve et dans la caisse latérale, en même temps que l'eau supérieure et le minerai placé sur la grille, tandis que dans les cribles à air le piston ne doit produire que cette dernière action.

Avantages des cribles a piston. — Si l'on compare entre eux les trois cribles à cuve, à piston latéral, à piston inférieur, on ne trouve pas une très-grande différence au point de vue de la force motrice, de la main-d'œuvre, et même de la quantité de minerai classé dans un temps donné. C'est par la perfection plus grande du classement en richesses différentes que les cribles à piston l'emportent de beaucoup sur les cribles à cuve, principalement pour les grosses grenailles [1]. Le dernier système, à piston inférieur, donne les résultats les plus satisfaisants, pour l'uniformité de l'action de l'eau, la bonne division des grenailles et l'indépendance relative des soins apportés par l'ouvrier et le surveillant à régler les diverses parties de l'appareil.

En résumé, l'avantage des bons cribles à piston latéral, et surtout des cribles à piston inférieur, consiste en un rendement supérieur en stufferz et en grenailles de qualité schurerz, retirés d'un minerai donné. Cet avantage est tellement évident qu'on n'a pas cherché à le traduire par des nombres.

Appareils employés pour le classement et le lavage des sables et des schlamms.

Les sables et les schlamms proviennent de plusieurs appareils différents, et par suite de minerais de richesses différentes : il est très-important de conserver pour les matières fines la même séparation que pour les fragments à grenailles, c'est-à-dire de traiter séparément, bien que sur les mêmes appareils, celles

1. Pour les fines grenailles ou les gros sables, les cribles à cuve donnent d'assez bons résultats.

qui proviennent de minerais plus ou moins riches, les plus pauvres donnant toujours au lavage une perte en métaux relativement plus considérable. On doit donc conduire dans des schossgerenne différents les sables et schlamms provenant :

1° Des cylindres broyeurs, tant du durchlass que des séparations-rätter;

2° Des batteries des bocards qui bocardent les grenailles et minerais riches ;

3° De la batterie bocardant fin les minerais et grenailles pauvres ;

4° Des rätterwäsche du grubenklein.

Ces quatre systèmes se trouvent dans l'atelier de Bergwerks Wohlfahrt, que nous décrirons plus loin, et dans lequel on traite toutes les qualités de minerai.

Pour les schlamms la séparation des qualités différentes est moins importante ; aussi dans ce même atelier n'a-t-on disposé que deux labyrinthes, l'un pour les schlamms des minerais un peu riches, l'autre pour ceux des minerais très-pauvres. Chacun d'eux communique avec une série particulière de bassins de dépôt. Quant aux schlamms donnés par le lavage aux différents appareils, ils sont conduits au labyrinthe ou dans des bassins de dépôt, suivant leur richesse et leur degré de finesse.

Débourbage. — Nous commencerons par les schossgerenne ou caisse de débourbage. Le but du débourbage est de séparer les sables en deux qualités, et de faire entraîner les schlamms par l'eau. Ce but n'est pas atteint, même approximativement; on arrive bien à ce que les schlamms ne contiennent pas de sables, mais ceux-ci retiennent toujours une très-forte proportion de schlamms, lesquels compliquent toujours le lavage ultérieur.

Schossgerenne. — L'appareil de débourbage se compose de deux parties, nommées schossgerenne, unterschossgerenne; la première donne des sables un peu gros, la seconde des sables fins.

Le schossgerenne a les dimensions suivantes :

Longueur totale...........	6′	= 1m,728
Largeur...................	10″	= 0m,24
Profondeur................	8″	= 0m,192 vers la tête.
—	3″	= 0m,072 au pied.

Le fond est par conséquent incliné en sens contraire du mouvement de l'eau, et le pied forme déversoir, par lequel les sables fins et les schlamms passent avec l'eau dans l'unterschossgerenne. Ce dernier est disposé de la même manière :

Sa longueur est seulement de	4′	= 1m,152
Sa largeur..................	10″	= 0m,24
Sa profondeur..............	6″	= 0m,144 à 3″ = 0m,072

On n'a pas besoin de faire arriver d'eau pure dans l'appareil; celle qui provient du séparations-rätter est plus que suffisante.

L'ouvrier agite avec sa pelle les sables qui se déposent dans le schossgerenne, en les remontant contre le courant, et enlève tout ce qui peut rester sur sa pelle; ce sont les sables les plus gros mélangés d'une proportion plus ou moins grande de sables fins et schlamms. Il les dépose sur une aire, disposée entre les schossgerenne et les caissons.

Il travaille ensuite les sables plus fins dans l'unterschossgerenne, en les agitant dans l'eau, les remontant contre le courant jusqu'au déversoir; il les rejette dans le schossgerenne, quand il s'aperçoit que les sables restant sur la pelle contiennent encore une certaine quantité de gros grains. Quand ce cas n'a pas lieu, il dépose les sables fins sur une aire spéciale.

Il faut un ouvrier pour deux appareils de débourbage, ou deux ouvriers pour trois appareils.

L'appareil de débourbage donne, en somme, deux produits : sables gros, sables fins.

Labyrinthes. — Chacun des deux labyrinthes se compose d'une série de longs canaux en bois, larges de 10'' = $0^m,240$, profonds de 10'' = $0^m,240$, à fond presque horizontal, et dont la somme des longueurs dépasse 100' = $28^m,80$. Leur disposition est du reste variable avec l'emplacement qu'on peut leur consacrer dans chaque atelier.

La *Pl.* XXII, *fig.* 1, indique assez clairement la meilleure disposition qu'on puisse donner aux labyrinthes; celle de l'atelier de Bergwerks Wohlfahrt. Les longs canaux sont séparés des unterschossgerenne par une série de petits bassins, dans lesquels se déposent encore des sables très-fins, qu'il est important de séparer des schlamms.

Bassins extérieurs. — Les bassins extérieurs, destinés à recueillir les schlamms les plus fins entraînés sur des labyrinthes, sont ordinairement divisés en quatre séries, au moins dans les ateliers qui élaborent des minerais un peu riches.

Chaque série se compose de quatre bassins, larges et longs de 6 à 10' = $1^m,728$ à $2^m,88$; profonds de 4' = $1^m,152$, communiquant entre eux par des déversoirs larges de 2' = $0^m,576$. Deux bassins de plus grandes dimensions reçoivent les eaux un peu boueuses, sortant des quatre premières séries. Les schlamms trop fins pour se déposer dans ces bassins sont considérés comme trop pauvres et perdus [1].

1. On pourrait recueillir ces schlamms, les laver et en retirer une certaine quantité de schlich; mais d'un côté les frais de lavage seraient en général supérieurs à la valeur retirée, et de l'autre le schlich serait tellement fin qu'il serait toujours emporté par le

TABLES D'ESSAI. — Dans les ateliers qui élaborent des minerais riches et qui renferment des cylindres broyeurs, on cherche à évaluer constamment la proportion plus ou moins grande de minerai perdu à l'état de boues très-fines. Pour cela on fait passer, sur deux longues tables dormantes, larges et peu inclinées, les eaux qui sortent des derniers bassins dans le canal de décharge. En coulant lentement sur ces tables, les eaux laissent déposer sur leurs surfaces une quantité de schlich, qui forme au bout d'un certain temps une couche sensible. Les ingénieurs peuvent reconnaître par un simple coup d'œil, à l'inspection des tables d'essai, la proportion des schlamms très-fins produits par les broyages des minerais.

D'après les indications des tables d'essai, les cylindres neufs donnent très-peu de schlamms fins; mais à mesure que l'usure fait des progrès, la proportion de schlamms augmente très-rapidement et atteint bientôt la limite à laquelle il est indispensable de changer les cylindres.

Dans les ateliers pour les minerais pauvres, on attache moins d'importance à la disposition des bassins de dépôt, et on les fait dépendre de la configuration du terrain; quelquefois même, mais rarement, on supprime tout à fait les bassins de dépôt (district de Lautenthal, pour les minerais blendeux très-pauvres).

PRODUITS DONNÉS PAR LES LABYRINTHES. — Les labyrinthes s'étendent ordinairement derrière les caissons, le planherd et les tables dormantes, disposés sur une seule ligne; il est nécessaire de laisser un certain intervalle entre les canaux des labyrinthes et les tables dormantes, afin d'avoir des aires assez vastes sur lesquelles on accumule les schlamms humides retirés des canaux. On divise ordinairement la longueur de chaque labyrinthe en trois parties, desquelles on retire trois espèces de schlamms, lavées respectivement sur les trois systèmes de tables dormantes, avec des quantités d'eau différentes.

Deux ouvriers suffisent pour la double manœuvre, retirer les schlamms à la pelle, les déposer sur les aires, et les charger ensuite en temps convenable dans les caisses à palettes, destinées à les mettre de nouveau en suspension dans l'eau.

Quant aux bassins intérieurs, leur vidange est un travail exceptionnel, pour lequel on réunit les ouvriers libres de l'atelier.

Nous n'avons pas besoin d'énumérer de nouveau les inconvénients des labyrinthes, ni même d'ajouter que le maniement des schlamms très-humides rend les ateliers extrêmement sales.

Les gros sables d'origines différentes, retirés des schossgerenne, sont

vent lancé dans les fourneaux, et par suite on ne pourrait le passer au traitement métallurgique.

traités dans les mêmes caissons, mais séparément. Ils sont très-peu homogènes ; la plus grande partie des grains est bien comprise entre 1/2 et 1''', = 0^m,001 et 0^m,002, mais le débourbage y laisse toujours une proportion de schlamms et sables très-fins, d'autant plus grande que l'ouvrier apporte moins de soins à son travail. Les caissons allemands ne suffisent pas pour faire la séparation complète des schlamms et l'enrichissement des sables ; il faut un grand nombre d'opérations successives sur différents appareils, avant d'arriver au résultat définitif ; du schlich riche, des sables pauvres à bocarder fin, et des matières fines bonnes à laver sur les tables dormantes.

Après ces considérations générales, nous allons faire connaître les schlämmgräben ou caissons allemands, et l'appareil complexe du planherd.

Caissons allemands, schlamgraben. — Pl. XIX, fig. 1, 2. — Les caissons sont ordinairement employés en deux systèmes, chacun de trois caissons : un d'eux est représenté *Pl.* XIX, *fig.* 1, 2.

A, A est la tête du caisson ; c'est une simple caisse à fond incliné, dans laquelle on charge à la pelle les sables à laver ; l'ouvrier les fait ensuite progressivement tomber, avec son râble, dans le caisson disposé un peu au-dessous.

B, B, corps du caisson : longueur, 13 à 14' = 3^m,744 à 4^m,032 ; largeur, 22'' = 0^m,528 ; profondeur, 22'' = 0^m,528 ; inclinaison du fond, 1'' par pied, soit de 13 à 14'' = 0^m,312 à 0^m,336 pour la longueur totale ; la paroi verticale au pied du caisson est percée de cinq trous équidistants, 1'' = 0^m,024 de diamètre, disposés sur la même verticale.

Le fond du caisson présente vers le pied un abaissement brusque de 1'' 1/2 = 0^m,036 de hauteur sur 16'' = 0^m,384 de longueur ; cette partie est nommée le bassin du caisson.

La disposition adoptée pour amener l'eau en nappes régulières dans les caissons est assez importante :

L'eau arrive par le canal E, puis par *e* dans la caisse E', E' ; elle coule ensuite dans les caissons par les conduits L : ces derniers la font arriver dans des compartiments M, desquels elle sort en nappes par les déversoirs *i*. Un trop-plein *g* conduit l'eau en excès dans le canal de décharge D. Presque toutes ces parties sont placées sous les têtes des différents caissons.

Les ouvriers placent, pour travailler, les minerais dans les caisses latérales N, N, N.

Pour recueillir les sables et les schlamms les plus riches des bassins *p*, P, P, sont disposés au-dessous du niveau du sol de l'atelier, et communiquent entre eux par des déversoirs. Les schlamms les plus fins sont entraînés par le conduit O vers le labyrinthe.

Dans le bassin *p* se déposent les sables sortant des caissons ; en P, P on recueille seulement des schlamms.

L'outil dont se servent les ouvriers pour le travail aux caissons est un râble en bois, à manche court. Les dimensions sont : pour la tête, 4", = $0^m,096$, sur 12" = $0^m,288$, pour le manche 4' = $1^m,152$.

Travail. — Nous considérerons d'abord le premier système de trois caissons, celui sur lequel on travaille les sables retirés des schossgerenne : les caissons sont désignés par des n°s 1, 2, 3.

Caisson n° 1. — Les sables sont placés en tas sur le sol de l'atelier ; on les charge à la pelle sur la tête du caisson n° 1 ; le laveur (schlämmer) les fait tomber dans le caisson par petites quantités ; chaque fois environ 1/2'^{c} = $0^{mc},0119$. L'eau arrivant en nappe continue entraîne rapidement le minerai vers le pied du caisson, le laveur doit le remonter sans cesse, en ayant soin de n'agir qu'à la surface ; il fait ainsi couler plus facilement les matières fines et cherche à remonter les plus gros sables vers la tête.

Au pied du caisson le laveur maintient une certaine hauteur d'eau à peu près immobile, dont la surface occupe toute la longueur du bassin, en fermant les orifices les plus bas, à mesure que les sables déposés dans le caisson atteignent ces orifices. Sans cette précaution, le mouvement de l'eau serait assez rapide pour entraîner une proportion notable de sables dans le bassin *p* : il est cependant impossible d'éviter complétement la sortie des sables.

Le caisson s'emplit assez rapidement : il faut au plus trois quarts d'heure pour accumuler les sables jusqu'à la hauteur de 16" = $0^m,384$ près de la tête ; au pied, la hauteur ne dépasse pas 14" = $0^m,336$. Le volume des sables est de 36'^{c} environ, soit $0^{mc},86$.

Dès que le caisson est plein, l'ouvrier arrête le courant d'eau, ouvre toutes les ouvertures du pied et laisse l'eau contenue dans les sables s'écouler par ces orifices.

La quantité d'eau nécessaire au lavage est variable avec la richesse et la nature des minerais traités : plus les sables sont gros et bien débourbés, plus on peut conduire rapidement le lavage ; avec des sables assez fins et mélangés d'une forte proportion de schlamms, le laveur doit aller plus lentement et travailler davantage les sables dans le caisson.

On estime à 1'^{c} = $0^{mc},0239$ par minute la quantité d'eau nécessaire, dans le cas des sables ordinaires bien débourbés.

Il est bien évident qu'un lavage aussi rapide ne peut produire qu'un commencement de séparation, tant des schlamms que des différentes qualités de sables. Vers la tête du caisson se trouvent des sables plus riches, moins mélangés de schlamms que les sables primitifs ; vers le pied, la richesse des sables diminue progressivement, et la proportion des schlamms augmente.

Quand l'eau des caissons est bien écoulée, le laveur trace à la surface du sable et avec le coin de son râble, deux traits, indiquant la division des sables en trois qualités différentes, limitées par les plans verticaux passant par les traits. Leur position n'est pas laissée à la disposition de l'ouvrier ; il doit les tracer en regard de deux entailles faites dans l'une des parois du caisson.

La première qualité de sables s'étend depuis la tête jusqu'au milieu du caisson ; elle est enlevée et jetée à la pelle sur la tête du caisson n° 2.

La seconde qualité occupe 10″ = 0m,240 horizontalement ; elle est considérée comme très-analogue aux sables des schossgerenne, et jetée sur la tête du caisson n° 1 pour être passée dans le travail suivant, en même temps que les nouveaux sables.

La troisième qualité, vers le pied du caisson, est composée de sables plus fins, plus pauvres et presque aussi mélangés de schlamms que les sables primitifs ; ils sont jetés sur une aire au pied des caissons, et de là auprès du durchlass de l'appareil du planherd.

Quand les minerais sont barytiques on fait une quatrième qualité ; on enlève à part les sables les plus voisins de la tête, sur 5 ou 6″ = 0m,12 à 0m,144 ; ils sont barytiques, ne contiennent pas sensiblement de schlamms, et peuvent être travaillés sur deux cribles fins.

Nous ne parlerons pas ici des sables et schlamms des bassins *p*, P : nous indiquerons plus loin de quelle manière ils sont traités.

Dans une journée de 10 heures on peut facilement faire 8 opérations complètes, et même aller jusqu'à 9, c'est-à-dire traiter 50 tonnes = 333 pieds cubes = 7mc,8587 de sables retirés du schossgerenne ; les produits obtenus sont dans les rapports suivants :

50 tonnes de sables donnent[1] :

1° 25 tonnes de sables enrichis, bons pour le caisson n° 2 ;

2° 3 à 4 tonnes de sables rentrant au travail au caisson n° 1 ;

3° 16 à 18 tonnes de sables pauvres, envoyés au planherd ;

4° 6 à 3 tonnes de schlamms et sables, entraînés par l'eau en dehors du caisson.

Le lavage au caisson n° 2 des sables provenant de la tête du n° 1, est fait absolument de la même manière ; le travail est conduit avec un peu plus de soins. Il faut un peu moins de trois quarts d'heure pour emplir un caisson.

On obtient encore trois produits, sans compter les sables et schlamms qui sortent du caisson :

1° Depuis la tête jusqu'au milieu de la longueur, sables plus riches et bien

1. On a rarement à traiter une quantité aussi grande dans un seul atelier : le nombre 50 tonnes est la limite supérieure du volume de sables qu'on peut passer au caisson n° 1.

moins mélangés de schlamms que ceux soumis au lavage; ils sont reportés sur la tête du caisson n° 2 pour être lavés et enrichis encore une fois avant de passer sur le caisson n° 3;

2° Au milieu du caisson, sur 12″ = 0m,288 environ de longueur, sables ayant à peu près la même nature que ceux provenant du caisson n° 1 : on les réunit à ces sables pour un lavage ultérieur;

3° Vers le bas du caisson, sables plus fins, plus pauvres et plus mélangés de schlamms : ils sont envoyés au travail du planherd.

Le premier sable est soumis, sur le même caisson n° 2, à un second lavage donnant :

1° Depuis la tête jusqu'au milieu du caisson, sables enrichis, bons pour être traités au 3e caisson;

2° Sables occupant vers le milieu environ 2′ = 0m,576 de long; ils sont mêlés aux sables enrichis du premier lavage et traités avec eux dans une opération suivante;

3° Jusqu'au pied du caisson, sables pauvres, encore accompagnés d'une proportion notable de schlamms, bons à passer au travail du planherd.

Le nombre des opérations faites au caisson n° 2 dans un temps donné, peut être moindre que sur le caisson n° 1 [1]. En effet, le travail au caisson n° 1, de 50 tonnes de sables, donne seulement de 25 à 28 tonnes pour le n° 2, pour le premier lavage, et pour le second au plus 14 tonnes. Sur cette quantité 7 tonnes sont mises sur la tête du caisson n° 3.

On estime en outre que le caisson n° 2 donne :

Pour le planherd, 8 à 9 tonnes :

En sables fins et schlamms, entraînés hors du caisson, 2 à 3 tonnes.

Caisson n° 3. — Au caisson n° 3 les sables enrichis du n° 2 sont soumis à un premier lavage, avec une quantité d'eau un peu moindre, et avec plus de soins de la part de l'ouvrier; chaque opération donne les produits suivants :

1° A peu près jusqu'au milieu du caisson, sables enrichis, qui doivent être soumis aux opérations ultérieures dans le même caisson. Ils ne contiennent presque plus de schlamms, mais seulement des grains plus ou moins gros et riches;

2° Depuis le milieu jusqu'à 2′ = 0m,576 du bas du caisson, sables fins, ne contenant pas non plus une quantité notable de schlamms, bons à passer sur le second système de caissons comme schwänzel;

1. Pour donner plus de régularité au travail, on passe dans chaque opération au caisson n° 2 une quantité de sables un peu moindre que dans les lavages au n° 1. L'opération dure à peu près le même temps, et l'ouvrier peut apporter plus de soins.

3° Jusqu'au pied du caisson, sables pauvres et mélangés de schlamms, qui doivent être traités au planherd.

On ne passe pas ordinairement plus de 3 tonnes = $0^{mc},4715$ par opération, en faisant arriver $3/4^{'c}$ = $0^{mc},018$ d'eau par minute; le laveur doit mettre environ 1 heure pour chaque opération.

La première qualité des sables retirés du caisson est traitée absolument de la même manière :

La moitié supérieure du caisson est mise de côté pour être lavée de nouveau : tout le milieu, jusqu'à 1′ = $0^{m},288$ du pied, est envoyé aux caissons des schwänzel ; enfin le bas est envoyé au planherd.

Les nouveaux sables riches sont soumis à un nouveau lavage sur le caisson n° 3 ; mais on n'obtient plus que deux qualités :

1° Sables enrichis occupant la moitié supérieure ;

2° Sables occupant la moitié inférieure, envoyés aux schwänzel-gräben.

On continue ces opérations, donnant chacune pour la suivante des sables de plus en plus riches, jusqu'à ce qu'on obtienne du schlich bon à fondre. Les sables schwänzel, donnés par ces lavages successifs, sont de plus en plus riches, et il ne faudrait pas mélanger les derniers obtenus avec les premiers, pour le travail aux schwänzel-gräben ; on est donc obligé à diviser les schwänzel en deux qualités qui sont traitées séparément sur le second système de caissons.

Pour ne pas mettre en dépôt un grand nombre de sables de qualités différentes, on lave de suite, au caisson n° 3, les sables enrichis successivement ; les opérations sont faites par suite sur des quantités décroissantes, et on ne profite pas de la grande profondeur donnée au caisson.

Les sept tonnes de sables riches provenant du caisson n° 2, arrivant au n° 3, sont divisées dans la proportion suivante :

2 tonnes de sables envoyés au planherd ;

4 tonnes de schwänzel de deux qualités (à peu près parties égales de schwänzel riches et de schwänzel pauvres) ;

1 tonne de schlich et de matières fines entraînées hors des caissons. La quantité de schlich dépend de la richesse et de la nature des sables soumis au lavage : elle ne dépasse pas ordinairement 1/2 tonne, soit 1 p. 100 de la quantité de sables retirés du schossgerenne.

En résumé, le travail des sables, au premier système de caissons, donne les produits suivants :

Pour 100 de sables, en volume :

Schlich bon à fondre, environ	1
Schwänzel	8

Sables pauvres pour le planherd................ 70 à 72
Sables et schlamms entraînés hors des caissons... 19 à 21

La plus forte proportion des produits est donc pour le travail au planherd.

Les sables et schlamms entraînés hors des caissons, sont recueillis en partie dans les bassins p, P, P, en partie dans le labyrinthe.

Les sables et schlamms du bassin p sont envoyés au travail du planherd; les schlamms des bassins p sont lavés sur le premier système des tables dormantes.

Personnel. — Le travail des trois caissons exige six ouvriers; trois sont des enfants, dont la fonction est d'enlever à la pelle les sables lavés et de les déposer soit sur les têtes des caissons, soit sur les aires de dépôt : ils se réunissent deux pour un caisson.

Les trois autres sont chargés du lavage, et chacun d'eux a son caisson spécial : on confie le caisson n° 3 au plus habile des trois laveurs, et il doit surveiller tout le travail sous la direction du steiger.

Schwanzel. — Les schwänzel sont des sables plus fins et en même temps plus riches que les sables retirés du schossgerenne : ils en diffèrent surtout parce qu'ils ne contiennent qu'une proportion à peu près insignifiante de schlamms.

On en distingue ordinairement quatre qualités :

1° Schwänzel assez pauvres contenant un peu de matières fines, provenant des premières opérations au caisson n° 3;

2° Schwänzel plus riches, ne contenant plus de matières fines, provenant des dernières opérations au caisson n° 3;

3° Les sables provenant des gradins de l'abfallgerenne, au travail du planherd : ils sont ordinairement assez gros, assez pauvres, et ne renferment pas de schlamms;

4° Schwänzel provenant des opérations sur le second système de caissons.

Ces qualités sont traitées de la même manière, mais séparément, sur le second système de caissons, schwänzel-gräben : on emploie une quantité d'eau d'autant plus faible que les schwänzel sont plus fins.

La série des opérations est tout à fait pareille à celle que nous venons d'exposer pour le premier enrichissement des sables ; les caissons ont également la même disposition, les mêmes dimensions.

Les produits obtenus sont seuls différents, par la raison que les schwänzel ne renferment plus de schlamms en proportion notable. Chaque opération donne :

1° A la partie supérieure du caisson, à peu près jusqu'à la moitié de la longueur, sables enrichis, soumis aux lavages ultérieurs, soit sur le même caisson, soit sur le caisson suivant ;

2° Vers le milieu, sables repassés au même lavage, pour les premières opérations, et considérés comme une nouvelle qualité de schwänzel, pour les dernières. Les schwänzel sont amassés et traités ensuite séparément quand leur quantité est suffisante :

3° Jusqu'au pied du caisson, sables plus pauvres, se prêtant très-bien au criblage ; ils sont ordinairement traités sur deux cribles jumeaux disposés en face des caissons.

Le schlich obtenu au caisson n° 3 est nommé schwänzel-schlieg : il est aussi pur et plus fin que le gräben-schlieg donné par le premier système de caissons.

La quantité d'eau nécessaire au lavage des schwänzel dépend de leur qualité, et de plus elle varie pour chacune avec le nombre des opérations auxquelles les sables ont été soumis ; c'est-à-dire que dans le traitement d'une même qualité de schwänzel, on emploie plus d'eau au caisson n° 1 qu'au caisson n° 2 et à celui-ci qu'au n° 3. On évalue la quantité d'eau, pour les minerais de richesse moyenne, à 34°, 35°, 36°, = $0^{mc}.018$, $0^{mc},143$, $0^{mc}.012$ par minute, pour les caissons respectifs, n° 1, n° 2, n° 3. La quantité d'eau est du reste déterminée par le laveur d'après son expérience et l'effet produit sur les sables qu'il lave.

Personnel. — Il faut pour les trois schwänzel-gräben, trois laveurs et trois jeunes garçons pour vider les caissons.

Le schwänzel-schlieg est toujours produit en quantité plus forte que le gräben-schlieg ; nous avons vu précédemment que 100 p. (en volume) de sables donnent environ 1 p. de gräben-schlieg et 8 de schwänzel. Le lavage de ces schwänzel donne à peu près : 1 1/2 de schwänzel-schlieg, et en définitive 6 p. de sables pauvres par les cribles ; la proportion des matières entraînées par l'eau en dehors des caissons est très-faible.

En résumé on peut établir ainsi qu'il suit la division approximative des sables retirés du schossgerenne, dans le travail fort long aux deux systèmes de caissons :

100 p. de sables donnent :

Gräben-schlieg..............	1
Schwänzel-schlieg...........	1 1/2
Sables pour les cribles fins...	6
Sables pour le planherd......	70 à 72
Sables et schlamms.........	19 1/2 à 21 1/2

Ces nombres se rapportent au cas des minerais de la qualité pocherz, bocardés ou cylindrés. Dans les ateliers qui reçoivent des minerais plus riches, on retire du schossgerenne correspondant aux cylindres des sables donnant aux caissons plus de 5 p. 100 de schlieg. Au contraire, les sables qui pro-

viennent des bocardages fins donnent moins de 1 p. 100 de schlieg et plus de 50 p. 100 de matières fines entraînées par l'eau hors des caissons.

PLANHERD, *Pl. XX*, *fig.* 1, 2. — L'ensemble des appareils désignés par le nom de planherd comprend :

1° La caisse de débourbage, ou durchlass ;

2° L'abfallgerenne, ou canal incliné avec gradins ;

3° La table à toiles ou plannenheerd ;

4° Les bassins, pour les schlamms du débourbage et pour les sables qui ne sont pas arrêtés par les toiles ; leur disposition est représentée en élévation et en plan, dans la *Pl. XX*, *fig.* 1, 2.

DURCHLASS. — Le durchlass se compose de deux caisses allongées A, A' ; la première est longue de 5' = 1^m,440, large de 1' = 0^m,288, et profonde de 10'' = 0^m,24 ; la seconde a la même largeur, sa longueur est de 3' = 0^m,864 ; elle communique par un déversoir et un canal *d'*, *d* avec les bassins de dépôt *c*, *c*, et ceux-ci avec le labyrinthe.

Les lignes ponctuées de la figure 1 indiquent la forme du fond des deux caisses.

Les matières à débourber sont placées sur la tête inclinée *a*, sur laquelle arrive un courant d'eau par le canal *b*.

Dans tous les ateliers du Harz les deux caisses sont disposées à une certaine hauteur ; l'ouvrier travaille debout sur les parois, élevées de 3' environ ; il peut ainsi jeter rapidement avec sa pelle, dans la trémie de l'abfallgerenne, les sables qu'il retire du durchlass.

ABFALLGERENNE. — L'abfallgerenne est un canal incliné à raison de 3'' par pied, large de 14'' = 0^m,336, profond de plus de 1' = 0^m,288, long de 22' = 6^m,336 au moins (D, D, D), dont le fond est taillé en gradins, comme l'indiquent les lignes ponctuées de la figure 1. D'un côté l'abfallgerenne débouche sur la tête de la table à toiles, de l'autre il est muni d'une trémie E, dans laquelle l'ouvrier jette à la pelle les sables débourbés, en même temps qu'arrive un courant constant d'eau par le canal F, lequel communique avec la conduite générale H.

PLANNENHEERD. — La table à toiles G, G présente une surface plane, inclinée de 1'' par 1', longue de 18 à 24' = 5^m,184 à 6^m,812, large de 4' = 1^m,152, munie d'une tête trapézoïdale L, L, taillée en gradins. Le pied de la table avance au-dessus d'un petit bassin M, enfoncé au-dessous du niveau du sol de l'atelier et communiquant par le canal M' avec une série de bassins extérieurs.

Les gradins de la tête de la table et de ceux de l'abfallgerenne ont de 3 à 4'' de profondeur (0^m,072 à 0^m,096) suivant la nature des minerais qu'on traite dans les différents ateliers.

Sous la caisse de la table est disposée une caisse à déversoir I, dans laquelle l'eau arrive par le conduit *i*. C'est par là qu'on fait couler l'eau en nappe continue sur les toiles, pendant le travail qui précède leur enlèvement.

Les toiles ont 6' de long sur 2 de large, 1^{m},728 sur 0^{m},576.

Elles sont simplement posées transversalement sur la table, chacune avançant sur la suivante de 2 à 3'', 0^{m},048 à 0^{m},076.

Pour le lavage des toiles on place à côté de la table trois caisses X, X, X, simplement posées sur le sol ; leurs dimensions sont peu importantes, elles n'ont pas besoin d'avoir plus de 2' de côté (0^{m},576) et 2' de profondeur.

Bassins. — Les bassins de dépôt C, pour les schlamms provenant du débourbage, ont des dimensions variables avec l'espace que la disposition des ateliers permet de leur consacrer. Il faut au moins deux bassins de 16'' = 0^{m},384 de profondeur, 3 à 4' = 0^{m},864 à 1^{m},152 de longueur, et de 20 à 24'' = 0^{m},48 à 0^{m},576 de largeur. Ils communiquent entre eux par des déversoirs, et le dernier avec le labyrinthe par un canal souterrain.

Les bassins extérieurs, dans lesquels se rendent les sables et schlamms, non arrêtés par les toiles de la table, sont au nombre de cinq, et disposés comme les deux caisses de débourbage, c'est-à-dire que leurs fonds sont inclinés en sens contraire du courant d'eau : ces bassins ont 5' sur 3' = 1^{m},44 sur 0^{m},864 horizontalement et 3' = 0^{m},864 à leur plus grande profondeur. Ils communiquent entre eux par des déversoirs, et les eaux chargées de schlamms, qui s'échappent du dernier, se rendent par un conduit large de 1' = 0^{m},288, dans une série de grands bassins de dépôt pour les schlamms.

Travail. — Les sables provenant des deux systèmes de caissons renferment des grains de dimensions très-différentes, et une proportion très-notable de matières fines. Le travail de ces sables a pour but :

1° De séparer la plus grande partie des schlamms, par le débourbage au durchlass ;

2° De recueillir dans les gradins de l'abfallgerenne et dans ceux de la tête de la table, les sables assez riches pour qu'on puisse les traiter avec avantage sans les bocarder fin ;

3° D'arrêter par les aspérités des toiles les paillettes de galène, de manière à obtenir une certaine quantité de schlich bon à fondre ;

4° De classer, par un nouveau débourbage dans les bassins intérieurs, les sables pauvres et schlamms, en schlamms, entraînés dans les bassins de dépôt, et en sables pauvres, qui doivent passer au bocard.

Débourbage. — Les sables à débourber sont chargés sur la tête du durchlass et entraînés par l'eau dans le premier compartiment. Un ouvrier, debout sur les bords de la caisse, agite vivement avec une pelle, en remontant

les sables contre le courant d'eau, afin de faire entraîner les sables les plus fins et les schlamms. Tout ce qui peut rester sur la pelle est chargé immédiatement dans la trémie de l'abfallgerenne.

L'ouvrier travaille de temps en temps les matières qui se déposent dans le second compartiment, les agite en les remontant contre le courant d'eau, et fait ainsi entraîner la presque totalité des schlamms, lesquels vont se déposer, en partie dans les bassins C, C, en partie dans le labyrinthe. Quand l'ouvrier s'aperçoit que les sables du second compartiment renferment encore une certaine proportion de gros grains, il les fait repasser dans la première caisse : quand au contraire les sables sont suffisamment fins, il les dépose sur une aire spéciale, à côté du durchlass.

Dans les bassins C, C les schlamms déposés ne sont soumis à aucune manipulation ; ils sont enlevés quand les bassins sont à peu près remplis.

Les produits du débourbage sont donc :

1° Gros sables, jetés dans la trémie de l'abfallgerenne ;

2° Sables fins de la seconde caisse, destinés au lavage sur les caissons des schwänzel, ou bien au travail du sichertrogg ;

3° Schlamms déposés dans les bassins C, C ; lavés sur le premier système des tables dormantes ;

4° Schlamms fins, se rendant au labyrinthe et se mélangeant avec ceux donnés par les autres opérations.

Abfallgerenne. — Les gros sables, retirés à la pelle de la première caisse du durchlass, chargés dans la trémie de l'abfallgerenne, sont entraînés par un assez fort courant d'eau. Les grains les plus gros et les plus lourds se déposent dans les gradins, retenant encore une faible quantité de sables fins et schlamms. Quand les gradins sont pleins de sables, on cesse de charger du minerai dans la trémie, et l'ouvrier vient agiter les sables dans les gradins successifs, en commençant par les plus élevés. Le nouveau débourbage achève de faire partir les matières fines et les sables légers, tout à fait stériles ; il ne reste dans les gradins que les sables un peu gros et un peu lourds. Ils sont enlevés et déposés sur une aire spéciale. On recommence ensuite à charger les sables du durchlass, etc.

L'abfallgerenne ne sert donc qu'à séparer une certaine proportion de sables de richesse moyenne, bien dégagés de matières fines. Ils sont traités, suivant leur nature, soit aux cribles fins s'ils sont un peu gros, soit aux caissons des schwänzel s'ils sont un peu fins.

Plannenheerd. — Les sables fins et légers, les schlamms, qui ne s'arrêtent pas dans les gradins de l'abfallgerenne, arrivent sur la tête du plannenheerd et ensuite sur les toiles. Les gradins de la tête retiennent encore une certaine proportion de sables plus fins que ceux déposés dans l'abfallgerenne ; sur les

toiles se fixent les paillettes de minerai et des sables fins. Quand les toiles disparaissent sous le dépôt de sables, on arrête le chargement dans la trémie de l'abfallgerenne, on débourbe les sables dans les gradins; on enlève les sables débourbés, et on cesse de faire arriver l'eau sur la tête de la table; au contraire, on ouvre le canal *i*, de manière à ce que l'eau vienne couler sur les toiles en nappe continue, par le déversoir de la caisse I. L'ouvrier, armé d'un râble, fait descendre autant que possible les sables vers le pied de la table, en évitant que les paillettes de minerai ne se dégagent des aspérités des toiles et ne soient entraînées par l'eau.

Après quelques minutes de travail, les toiles supérieures paraissent chargées de schlich assez pur, tandis que les toiles inférieures offrent un mélange de schlich et de sables plus ou moins fins. Il serait impossible de dégager ces sables sans faire entraîner en même temps par l'eau une portion notable du schlich. Aussi l'ouvrier doit-il se borner à bien purifier les toiles les plus voisines de la tête.

Quand l'enrichissement sur les toiles est arrivé au point indiqué par le steiger, l'ouvrier ferme le conduit *i*, enlève les cinq premières toiles, les lave dans la première caisse, puis les cinq suivantes, et les lave dans la seconde caisse, et enfin les toiles du pied, dans la dernière caisse.

Il remet ensuite les toiles en place et le travail recommence dans tout l'ensemble des appareils.

Les produits des plannenheerd sont de trois qualités :

1° Dans la première caisse, schlich bon à fondre;

2° Dans la seconde caisse, schlich assez pauvre, mais qui est cependant considéré comme bon à fondre;

3° Dans la troisième, schlich très-impur, mélangé de sables pauvres. Ce dernier produit est très-difficile à enrichir, en raison de sa nature; il contient des sables pauvres et des matières fines très-riches; la séparation des sables sur un appareil spécial donnerait lieu à des pertes considérables en métaux; aussi faut-il se résigner à reporter au durchlass les matières de la troisième caisse.

Bassins. — Les différents appareils ne retiennent qu'une partie des sables et des matières fines très-pures : le reste est recueilli dans les bassins extérieurs du débourbage et dans les bassins de dépôt.

Dans les premiers, deux ouvriers débourbent les sables à la pelle, afin de faire bien sortir toutes les matières fines; les sables débourbés sont mis en dépôt pour le travail d'hiver. Les schlamms sont entraînés aux bassins de dépôt.

En résumé, l'ensemble de ces appareils, servant de complément aux caissons, donne les résultats suivants :

1° Par le premier débourbage, on sépare la plus grande partie des matières fines, et on en fait un classement approché au moyen des premiers bassins de dépôt : on divise les sables en deux classes, d'après leur grosseur ;

2° Par l'abfallgerenne et la tête du planherd, on sépare les sables assez riches pour être traités sur des cribles, ou au moins pour être lavés très-facilement sur les caissons ;

3° Sur les toiles des planherd, on recueille les parcelles de minerai, et on obtient deux qualités de schlich ;

4° Dans les bassins de débourbage, on produit la séparation de toutes les matières fines, qui vont se déposer plus loin dans les grands bassins, et on obtient les sables très-pauvres, desquels on ne peut retirer du schlich que par un bocardage très-fin.

La quantité d'eau nécessaire au bon travail dans ces appareils est assez considérable : il ne faut pas moins de 2 pieds cubes $= 0^{mc},0478$ par minute pour le durchlass, et $7'^{c} = 0^{mc},1673$ pour l'abfallgerenne et le planherd.

On pourrait facilement traiter dans une journée de 10 heures un treiben $= 6^{mc},368$ de sables provenant des caissons : cependant on pense, dans certains ateliers, que les opérations ne réussissent bien qu'autant qu'on n'opère que sur une faible quantité de matière, et pour traiter un treiben en dix heures, on emploie deux appareils juxtaposés.

Personnel. — Deux hommes et un gamin suffisent parfaitement pour toutes les opérations, au durchlass, à l'abfallgerenne et au planherd, il faut encore deux hommes pour le débourbage dans les bassins extérieurs.

Sichertrogg. — Pl. XIX, fig. 3, 4. — Le sichertrogg, employé pour le lavage des sables fins et schlamms retirés à la pelle du unterschossgerenne, est disposé comme une table à secousses entre quatre montants verticaux, assemblés vers le haut avec quatre traverses et en bas sur une fondation solide en bois.

La table A a $6' = 1^{m},728$ de long sur $3' = 0^{m},764$ de large : elle est suspendue aux montants par quatre chaînes inclinées α, α, — 6, 6. Les chaînes 6 sont accrochées à des anneaux fixes, les chaînes α s'enroulent sur un treuil C, dont on détermine la position fixe au moyen d'un déclic *d*. On peut ainsi, comme dans les tables à secousses, faire varier la longueur des chaînes inférieures, et par conséquent l'inclinaison de la table.

Le châssis de la table est terminé par un madrier horizontal qui vient buter contre deux montants e, solidement maintenus par des arcs-boutants. L'écartement de la table de sa position de repos est déterminé par le système de leviers i, i, i, en relation avec un arbre à cames.

Les matières à laver sont déposées dans la grande caisse fixe G, à fond

incliné : l'ouvrier les fait tomber sur la table, en temps convenable, avec son râble.

L'eau nécessaire au lavage arrive par le conduit M, M sur la tête fixe N, et se répand en nappe sur la table.

Au-dessous du pied de la table A est disposée une table fixe B, que nous appellerons le pied du sichertrogg; elle a 4' 1/2 = 1m,030 de long, sur 3' 1/2 = 1m,008 de large; son inclinaison est de 1" pour 1'. Elle aboutit au-dessus d'un bassin de dépôt L, lequel communique par un conduit *l* avec une série de grands bassins de dépôt.

L'inclinaison de la table A est variable aux différentes époques du lavage; l'amplitude et le nombre des secousses par minute sont au contraire constants pour chaque nature de minerai.

On donne ordinairement 3" = 0m,072 à l'écartement de la table, et 30 à 35 secousses par minute.

La quantité d'eau est aussi à peu près constante; on l'évalue à 1'c = 0mc,0239 par minute.

TRAVAIL. — Les sables fins du unterschossgerenne sont des matières très-difficiles à laver; ils contiennent des sables riches et pauvres, de toute grosseur, et des schlamms très-hétérogènes, en proportion très-grande; dans le lavage au sichertrogg on cherche à séparer et faire entraîner par l'eau tous les schlamms jusque dans le bassin L et les bassins de dépôt, et à classer les sables autant que possible, d'après leur grosseur, en deux qualités, qui sont enrichies séparément jusqu'à produire du schlich bon à fondre, et des sables pauvres pour le bocardage : le principe est toujours le même que pour les grenailles; séparer les matières fines, classer les sables et n'envoyer au bocardage fin que les sables les plus pauvres.

On peut distinguer plusieurs périodes dans le travail :

PREMIÈRE PÉRIODE. — *Séparation des matières fines et des sables fins les plus pauvres.* La table A a une inclinaison de 4° environ vers le pied, c'est-à-dire dans le sens du mouvement de l'eau; l'ouvrier fait tomber successivement les sables à laver de la caisse G sur la table, en n'en prenant pas plus de 1/6'c = 0mc,004 à la fois, il les étend bien uniformément sur la table avec son râble [1], et remonte activement les sables du pied vers la tête, à mesure qu'ils sont entraînés par l'eau.

En moins d'un quart d'heure la table A est entièrement couverte de sables; alors l'ouvrier arrête le mouvement et l'arrivée de l'eau, il enlève les sables en distinguant deux qualités :

1. Le râble qui sert au travail au Sichertrogg a la même forme et les mêmes dimensions que celui employé pour les caissons.

1° Sur le haut de la table, environ 1/4 ou au plus 1/3 de sa longueur, sables assez gros et assez riches, bien dégagés de matières fines;

2° Sur le bas et jusqu'au pied, sables plus fins et plus pauvres, ne contenant pas non plus une proportion notable de matières fines.

La première qualité est enrichie sur le sichertrogg; la seconde peut être soumise au criblage, ou bien traitée séparément au sichertrogg. Le criblage est préférable quand l'ouvrier a mis assez de soins au travail, et que les matières fines ont été bien entraînées; le sichertrogg vaut mieux dans le cas contraire.

Sur le pied fixe B se déposent des sables et schlamms mélangés, tandis que les matières fines passent dans les bassins. Les sables de B sont enlevés et chargés ultérieurement dans la caisse G, pour être traités comme les sables du unterschossgerenne; les schlamms déposés dans le bassin L sont bons à traiter sur le premier système des tables dormantes.

Seconde période. — *Enrichissement des sables n° 1.* — Quand on a recueilli une quantité assez grande des sables de la première qualité ou sables n° 1, on les enrichit sur le sichertrogg; l'opération est assez longue; l'ouvrier commence par donner à la table A une inclinaison de 3° environ en sens contraire du mouvement de l'eau, et travaille les sables par petites quantités, remontant vers la tête les sables un peu riches qui sont entraînés par l'eau, et au contraire poussant vers le pied les sables qui lui paraissent pauvres. Par suite de l'inclinaison inverse de la table, les grains les plus lourds tendent à remonter vers la tête; aussi l'enrichissement se fait-il très-promptement, et l'attention de l'ouvrier doit se porter principalement à empêcher les grains fins et riches d'être entraînés en même temps que les grains plus gros, mais pauvres.

La table est ensuite disposée, d'abord horizontalement, et enfin avec une inclinaison de 3° dans le sens du courant d'eau.

Le travail de l'ouvrier continue jusqu'à ce que la table ne présente plus que des sables assez riches pour être fondus.

Dans toute cette période les grains pauvres s'arrêtent sur la table B, mais leur richesse est différente aux différentes époques du travail : pendant que la table A a une inclinaison inverse, les sables recueillis en B sont bien plus pauvres que pendant les deux dernières parties de l'enrichissement; aussi obtient-on en B deux qualités de sables, toutes deux bonnes à traiter aux caissons, comme schwänzel.

Dans le bassin L se déposent encore des matières fines, mais en petite quantité. Elles sont, comme les précédentes, bonnes à traiter au premier système des tables dormantes.

En résumé, le travail au sichertrogg donne :

1° Schlich bon à fondre;

2° Sables bons à cribler;

3° Sables de deux qualités, propres au travail des caissons;

4° Matières fines du bassin L, destinées aux tables dormantes;

5° Schlamms fins, recueillis dans les labyrinthes et les grands bassins de dépôt.

Toutes les opérations sont faites sur une petite quantité de matières; aussi le volume de sables qu'on peut traiter dans une journée de 10 heures ne dépasse pas 1/2^{mc}.

Personnel. — Il faut un homme pour le travail, et un gamin pour enlever les produits.

Nous avons indiqué précédemment la quantité d'eau nécessaire, à peu près constante pendant toutes les opérations. La force motrice est estimée à 1/2 cheval.

Cribles fins. — Nous avons indiqué plusieurs qualités de sables, données par le planherd et le sichertrogg, qui doivent être soumises au criblage. Les deux cribles jumeaux sont placés en regard des caissons, et disposés comme nous l'avons exposé à l'article des cribles.

	mètres.
L'amplitude du mouvement du piston est de	2″ = 0,048
Nombre des levées par minute.	45 à 50
Hauteur des sables sur la grille.	8″ = 0,192
Hauteur de l'ouverture.	5″ = 0,120
Distance de l'ouverture à la grille. . . .	5″ = 0,120

Les produits obtenus sont :

1° Pellicule à la surface de la lavée, composée de matières fines, ordinairement assez riches, qui ne peuvent traverser les sables;

2° Première levée, sables pauvres gardés pour le bocardage très-fin de l'hiver;

3° Seconde levée, sables de richesse moyenne, qui peuvent être bocardés pendant l'été;

4° Sur la grille, sables assez riches, considérés comme bons à fondre;

5° Matières fines traversant les grilles, traitées soit sur les tables dormantes (quand les grilles sont neuves et ne laissent pas passer de grains de sables), soit au durchlass.

Les deux cribles occupent un homme et un gamin.

Tables dormantes. — Kehrherd. — Pl. XX, fig. 3, 4, 5. — Les tables sur lesquelles sont traités les schlamms sont toutes pareilles, mais divisées en trois systèmes; la division n'a pas pour but une différence de travail, elle

résulte seulement de la nécessité de traiter séparément les schlamms, qui ne sont pas entraînés par l'eau avec la même facilité.

Une table dormante, kehrherd, se compose :

1° D'une aire plane, rectangulaire, inclinée de 1″ pour 1′, A, A, munie de deux rebords latéraux, longue de 25′=7^m,20, large de 4′=1^m,152 : elle présente vers son pied trois ouvertures transversales *a*, *b*, *c*, écartées de 2′=0^m,576, tenant toute la largeur de la table, et longues de 3″=0^m,072. Chacune d'elles est fermée par une bande de bois *m* (*fig.* 5) mobile autour d'une charnière horizontale, et recouverte par une large bande de cuir, *i*, *n*, clouée en *i*, *i* à la table. Quand on veut ouvrir une de ces ouvertures, on relève le cuir, on soulève la pièce mobile *m*, et on laisse tomber le cuir dans le vide produit; chaque ouverture est disposée au-dessus d'un canal en bois, large et profond de 12″=0^m,288, par lequel on conduit l'eau et les matières en suspension dans des séries de bassins de dépôt. Le bas de la table avance également au-dessus d'un canal P ;

2° D'une tête B à peu près triangulaire, servant à distribuer sur la table, en nappe à peu près uniforme, l'eau tenant les schlamms en suspension, arrivant par le canal D ;

3° D'une caisse C, dans laquelle les schlamms, chargés à la pelle, sont agités fortement dans l'eau par six palettes en fonte, fixées à l'arbre de la petite roue hydraulique G. L'eau et les schlamms coulent par un déversoir dans le conduit *d* et sur les tables. La communication du canal *d* avec chacune des tables est ouverte ou fermée à volonté, au moyen d'une petite plaquette en bois, *l*, mobile verticalement entre deux rainures.

L'eau est amenée par un large canal N; elle tombe sur la roue G par le conduit *n* ; elle arrive dans la caisse aux palettes par le tuyau *q*, enfin, elle peut être déversée, en nappe continue et directement, sur la table A par le conduit *s*, et la caisse *s*, disposée sous la tête B, et qui laisse couler l'eau par un déversoir de niveau avec la surface de la table. Tous les tuyaux et conduits peuvent être fermés à volonté par des vannes en bois, manœuvrées à l'aide de leviers (1).

Une petite roue en dessus de 5′=1^m,440 de diamètre, large de 2′=0^m,576, faisant 20 à 25 tours par minute, suffit parfaitement pour mettre en mouvement deux appareils de palettes, servant à deux systèmes de tables dormantes. Il faut à peu près 60′^{c} d'eau par minute, soit 1^{mc},434, pour mettre la roue en mouvement. Cette quantité répond à moins d'un cheval de force pour la roue.

Trois séries de bassins R, R sont disposées entre les trois systèmes de tables

1. On n'a pas cru nécessaire de représenter la disposition des vannes et leviers.

dormantes : chaque série se compose de huit ou dix bassins, communiquant entre eux par des déversoirs larges de 2′ = 0^{m},576, longs de 4 à 5′ = 1^{m},152 à 1^{m},440, profonds de 18 à 24″ = 0^{m},432 à 0^{m},576. Chaque série de bassins est affectée, non pas à un système de tables, mais aux produits correspondants de toutes les tables dormantes ; ainsi une série reçoit les eaux qui s'écoulent par toutes les rainures *a ;* une seconde, celles des rainures *b*, et la dernière, celles des rainures *c*. Le dernier bassin de la première série correspond avec le premier de la seconde ; le dernier de la seconde avec le premier de la troisième, et le dernier bassin avec une rangée de grands bassins de dépôts extérieurs.

Le canal général P est en communication avec le dernier bassin de débourbage du planherd, et dans certains ateliers, dans lesquels on ne travaille que des minerais pauvres, il conduit directement les eaux au ruisseau.

Travail. — Nous décrirons l'opération pour les schlamms retirés du labyrinthe. Il n'y a de différence entre les trois systèmes de tables que par la quantité d'eau et par le soin apporté par le laveur.

La table étant bien nettoyée, les ouvertures *a*, *b* fermées, le laveur soulève la plaquette *l*, la lavée se répand sur la table et coule assez rapidement vers le pied ; quand elle est arrivée à l'ouverture *c*, l'ouvrier abaisse la porte *l*, et fait arriver l'eau pure par *s*. Armé d'un râble en bois, analogue à ceux qui servent pour les caissons, il fait descendre lentement vers le pied les schlamms pauvres, mais en ayant soin de ne toucher que la surface : quand il est arrivé jusqu'au bas de la table, il ouvre *b*, et recommence le travail, en descendant toujours de la tête vers le pied, et en achevant de purifier le schlich, qui doit rester bien pur sur la table. Le laveur ouvre alors *a* et passe à une autre table, pendant qu'un gamin vient faire couler par *a* tout le schlich resté sur la table, et bien la nettoyer avec un balai ; le gamin ferme ensuite *a*, *b* et l'arrivée de l'eau par le conduit *s*.

L'enrichissement des schlamms, en opérant ainsi sur de très-petites quantités à la fois, et sur des tables très-longues, est produit presque entièrement par le courant d'eau, et le travail de l'ouvrier est extrêmement simple : il lui suffit de quelques coups de râble, donnés légèrement à la surface de la lavée, pour faire entraîner par l'eau toutes les matières fines légères. La séparation de la galène et de la blende se fait parfaitement bien sur ces longues tables, bien mieux que dans tous les autres appareils employés.

La quantité d'eau est l'élément essentiel d'un bon lavage : elle doit varier avec la nature des schlamms, mais entre des limites fort rapprochées, entre 3/4 et 1 pied cube = 0^{mc},018 et 0^{mc},0239 par minute. Il faut, en outre, pour chaque caisse à palettes, 1/2′ᶜ = 0^{mc},0119 par minute.

Les produits obtenus dans le lavage sont les suivants

1° Schlich de deux qualités, recueilli dans les bassins intérieurs, correspondant aux ouvertures *a* : sa richesse dépend principalement de la nature des gangues des minerais; la baryte sulfatée est la gangue la plus difficile à séparer, et le schlich, obtenu par un bon laveur, contient encore de 12 à 15 0/0 de baryte sulfatée;

2° Schlamms pauvres, nommés mittelfass, dans les bassins des ouvertures *b* : ils doivent être soumis à un second lavage sur les tables dormantes; on les distingue en trois qualités, traitées sur les trois systèmes de tables;

3° Schlamms très-pauvres, unterfass, déposés dans les bassins intérieurs des ouvertures *c* : ils sont lavés une seconde fois.

Ces derniers sont ordinairement lavés sur les tables dormantes, pendant l'hiver, ou bien pendant l'été dans des ateliers spéciaux, nommés schlamwäsche.

Le lavage des deux qualités, mittelfass et unterfass, présente quelques particularités. Au commencement du travail, pendant que la lavée s'étend sur la table, les trois ouvertures *a*, *b*, *c* sont fermées; le laveur abaisse la plaquette *l*, quand la lavée a dépassé le pied de la table, puis il donne un léger coup de râble avant d'ouvrir *c*, et ensuite il opère comme dans le cas des schlamms retirés du labyrinthe. On fait ordinairement couler au ruisseau les schlamms légers entraînés sur l'eau dans le premier travail, avant que *c* ne soit ouverte.

Dans les ateliers qui ne traitent que les schlamms des grands bassins de dépôt, les tables ne présentent que les ouvertures *a*, *b*; le lavage ne produit que : des schlich, des mittelfass; tous les schlamms plus pauvres sont perdus.

Personnel. — Le lavage aux tables dormantes exige : un laveur pour un système de trois tables, et trois gamins; ces derniers n'ont à faire que le nettoyage au balai.

Il est assez difficile de se rendre un compte exact de la quantité de schlamms qui peut être passée sur une table dans un temps donné; on admet que, pour traiter les schlamms provenant de 1 treiben de minerai, des qualités pocherz et bergerz, dans un atelier dont le bocard a trois batteries, il faut huit tables dormantes. Mais il faut remarquer que le lavage des schlamms, recueillis dans les grands bassins, ne peut être fait dans le même atelier, et occupe pendant toute l'année trois tables, en sorte qu'il ne faut pas moins de 11 tables dormantes pour le lavage des schlamms provenant du traitement de 1 treiben de minerai ordinaire. Les tables sont constamment en activité, tandis que le bocard ne fonctionne que pendant 34 semaines; soit en définitive, par an et pour 200 treiben = 1,273^{m} cubes de minerai, 11 tables constamment en activité.

On doit admettre qu'on ne peut traiter, en 10 heures, sur un système de

trois tables dormantes, plus de 5 tonnes = $0^{mc},80$ de schlamms : on n'en retire pas, terme moyen, 20 kilog. de schlich bon à fondre.

Spitz-kasten. — Nous avons déjà dit quelques mots d'un appareil exécuté à Schemnitz par M. Peter Rittinger, inspecteur des bocards, destiné à remplacer les labyrinthes, nommé le spitz-kasten-apparat. Il consiste en quatre grandes caisses, de forme pyramidale, dans lesquelles on fait arriver successivement les sables fins et les schlamms; les matières de grosseurs décroissantes, qui tendent vers le fond des caisses, sont entraînées immédiatement par l'eau sur des tables à secousses. Au point de vue théorique, cette disposition est plus rationnelle que celle des labyrinthes, puisque :

1° Le classement peut être fait plus lentement et par suite doit être meilleur;

2° On évite la main-d'œuvre nécessaire pour enlever les schlamms déposés dans les canaux des labyrinthes, et pour les charger sur les tables;

3° Le lavage sur les tables est plus facile et plus parfait, parce que les schlamms sont bien mieux en suspension dans l'eau, et arrivent continuellement sur les tables.

Ces avantages théoriques ont été sanctionnés par une pratique de quelques années dans plusieurs ateliers de Hongrie, et par les résultats favorables d'une longue expérimentation faite au Harz en 1850.

Nous donnerons les dimensions principales des caisses, d'après le mémoire publié par M. P. Rittinger[1]. (*Pl. XXI, fig.* 1, 2, 3, 4, 5.) On ne doit faire arriver dans les spitz-kasten que les sables fins et schlamms; la première caisse doit séparer les sables, et les trois suivantes trois qualités de schlamms; l'eau encore trouble, sortant de la dernière, ne doit plus tenir, en suspension que des matières tellement fines qu'on ne pourrait en retirer par lavage que du schlich impropre au traitement métallurgique.

D'après cela, la première caisse doit être de beaucoup la plus petite, afin que l'eau conserve une vitesse horizontale assez grande pour entraîner tous les schlamms : la seconde doit être plus grande, etc., et la dernière la plus grande de toutes.

La disposition de la première caisse est indiquée (*Pl. XXI, fig.* 1, 2, 3). L'eau chargée des matières fines arrive par le canal M, et l'eau tenant les schlamms en suspension se rend dans la seconde caisse par le conduit N, placé à peu près à la même hauteur que M. Le conduit N doit être assez incliné pour que les schlamms ne puissent pas se déposer, d'où résulte la condition que la seconde caisse soit moins élevée que la première, et comme elle

1. Der spitz-kasten-apparat. — Von Peter Rittinger. Freyberg, 1849.

est plus profonde, il faut qu'elle soit enterrée dans le sol, ou que la première soit disposée à une certaine hauteur au-dessus du sol de l'atelier.

Il importe beaucoup que les sables et schlamms ne soient pas mélangés de petits fragments de bois ou de paille, qui se présentent assez fréquemment; aussi M. Rittinger conseille de faire passer l'eau, amenant les sables et schlamms, à travers une grille fine; pour éviter l'engorgement de la grille, il la place inclinée dans un canal horizontal, et dispose au delà une palette mobile, qui refoule l'eau contre la grille à des intervalles réguliers. Nous n'avons pas représenté cette disposition, qui se comprend facilement d'elle-même.

Une partie de l'eau, entraînant les sables, à mesure qu'ils gagnent le fond de la caisse, sort par l'orifice *o*, *o*, pratiqué au point le plus bas, et tombe dans le canal *p*, *p*, qui les conduit directement sur les tables [1].

La disposition ascendante du canal *o*, *o* est nécessaire pour diminuer la charge déterminant la vitesse de sortie de l'eau : sans cette précaution il faudrait donner à l'orifice une section trop petite, et elle s'engorgerait trop facilement.

Les dimensions de la caisse dépendent de la quantité de minerai bocardé; en supposant 200 centner = 9,200 kilog. de minerai bocardé fin en 24 heures, il faut donner à la section supérieure de la caisse 6′ = 1^m,728 sur 1′ 1/2 = 0^m,432 — pour une profondeur de 4′ = 1^m,152 : dans le cas de 400 centner = 18,400 kilog. de minerai bocardé fin en 24 heures, il faut augmenter la largeur de la caisse, et lui donner 2′ 3/4 = 0^m,792.

L'orifice *o* a seulement 1″ = 0^m,024 de côté, et la charge de l'eau, déterminant la vitesse de sortie, ne doit pas dépasser 3′ = 0^m,864. Pour éviter l'engorgement de l'ouverture par les sables, M. Rittinger conseille de la fermer par un clapet, fermant et ouvrant l'orifice, par un mouvement alternatif répété trente fois par minute. Cette disposition n'a pas été suivie au Harz, parce qu'on n'a employé les spitz-kasten que pour les matières sortant du unterschossgerenne, et ne contenant plus de sables.

La caisse est construite en fortes planches bien assemblées, réunies par des traverses *l*, *l*.

Le fond de la caisse est pyramidal, et les faces sont inclinées de 50° à l'horizon; vers le haut les deux faces opposées, déterminant la largeur de caisse, sont verticales.

Les caisses suivantes sont de forme pyramidale, dans toute leur hauteur;

1. A Schemnitz on n'emploie, pour les sables fins et les schlamms, que des tables à secousses. Il est probable qu'au Harz l'adoption des spitz-kasten entraînera celle des tables à secousses, au moins pour les sables.

comme la pression de l'eau est plus grande, on doit les faire plus solides : la disposition adoptée est représentée (*Pl. XXI, fig.* 4, 5) — : la section de l'orifice d'écoulement a environ 1″ = 0m,024 de côté : la charge d'eau va en diminuant de 3′ = 0m,864 pour la seconde caisse, à 2′ = 0m,575 pour la dernière.

Les dimensions principales, dans les deux cas considérés précédemment, 200 et 400 centner de minerai bocardé en 24 heures, sont :

	DANS LE CAS DE 200 CENTNER.			DANS LE CAS DE 400 CENTNER.		
	LONGUEUR au niveau de l'eau.	LARGEUR au niveau de l'eau.	PROFONDEUR.	LONGUEUR. au niveau de l'eau.	LARGEUR au niveau de l'eau.	PROFONDEUR.
2e caisse.	9′=2m,592	2′1/2=0m,72	6′=1m,728	9′=2m,592	5′=1m,44	6′=1m,728
3e caisse.	12′=3m,456	4′1/2=1m,296	8′=2m,304	12′=3m,436	9′=2m,592	8′=2m,304
4e caisse.	15′=4m,32	8′=2m,304	10′=2m,88	16′=4m,608	15′=4m,32	10′=2m,88

La différence de niveau d'une caisse à la suivante est d'environ 18″ = 0m,432.

Pour remédier aux engorgements des orifices de sortie, on dispose de longues tiges de fer, à l'aide desquelles on peut agiter les matières jusqu'au fond des caisses.

Il est important que, dans la dernière caisse, le mouvement horizontal et très-lent de l'eau à la surface soit troublé le moins possible, afin que tous les schlamms bons à laver puissent gagner le fond ; pour atteindre le résultat on dispose en avant du canal d'arrivée une cloison verticale, s'élevant au-dessus du niveau de l'eau, et plongeant de 20″ = 0m,48 environ.

L'appareil des spitz-kasten présente le grand avantage de pouvoir être réglé très-facilement, de manière à classer les sables fins et les schlamms. En effet, la qualité des schlamms, qui se déposent dans les différentes caisses, dépend de la vitesse horizontale de l'eau, et, comme la vitesse de sortie par les orifices inférieurs est à peu près constante, de la quantité totale d'eau qu'on fait arriver dans un temps donné, bien plus que de la proportion des matières fines ; cependant cette dernière ne doit varier qu'entre des limites assez restreintes, afin que les lavées arrivent sur les tables avec une proportion de matières en suspension convenable pour le travail.

En diminuant la quantité d'eau arrivant dans les caisses, on ralentit le mouvement horizontal, et on augmente par suite la proportion de matières fines sortant par le fond des différentes caisses ; on la diminue au contraire en faisant arriver une plus forte proportion d'eau. Les caisses peuvent donner

le même résultat de classement, quand bien même la quantité de minerai, bocardé dans un temps donné, varie entre des limites très-étendues, pourvu que la quantité d'eau reste constante. On ne peut faire cependant fonctionner un système de spitz-kasten, construit pour une quantité déterminée de minerai passé au bocard, en ne bocardant dans le même temps qu'une proportion beaucoup moindre, parce qu'alors l'eau arrivant sur les tables ne tiendrait en suspension que trop peu de matières fines.

D'après les expériences faites à la laverie de Klarwasser, près de Schemnitz, en bocardant fin 240 centner = 11,000 kilog. en 24 heures,

La 1re caisse sépare.....	40 p. 100	des matières fines,
La 2e — —	22 —	—
La 3e — —	20 —	—
La 4e — —	12 —	—
Total.......	94 p. 100,	

c'est-à-dire que l'eau sortant par le déversoir de la dernière caisse ne tient plus en suspension que 6 p. 100 des matières fines données par le bocard.

Les eaux sortant par le fond des différentes caisses contiennent par pied cube :

Pour la 1re caisse, à l'état de sables n° 1	16 livres.
2e caisse, à l'état de sables fins n° 2	13 1/4
3e caisse, à l'état de schlamms	16
4e caisse, à l'état de schlamms fins......	12

Pour le lavage aux tables à secousses, employées à Schemnitz, la proportion des sables n° 1, n° 2 est bien convenable, mais pour les deux qualités de schlamms, il faut pour un bon lavage augmenter la quantité d'eau, de manière à n'avoir que 10 et 6 livres de schlamms tenus en suspension dans 1^{c} d'eau. A la suite de ces expériences, faites en 1845, on a dû augmenter la section de l'orifice de sortie pour les deux dernières caisses, et on lui a donné 1″ de côté [1].

Expériences faites au Harz. — Dans les expériences faites au Harz, en 1850, on a employé seulement trois caisses, parce qu'on n'a cherché à classer que les schlamms, propres au lavage sur les tables dormantes.

caisse.		m.		m.		m.	
La 1re avait	9′ =	2,592 sur	32″ =	0,768 et	7′ =	2,016 de hauteur.	
La 2e avait	12′ =	3,446 sur	4′ 6″ =	1,296 et	8′ =	2,304	
La 3e avait	15′ =	4,32 sur	8′ =	2,304 et	10′ =	2,88	

On a donné à la section de l'orifice de sortie :

3/4″ = 0m,018; 1″ = 0m,024; 5/4″ = 0m,030.

1. Dimension que nous avons indiquée précédemment.

On a cherché à faire couler par le déversoir de la dernière caisse environ la moitié de l'eau, tenant en suspension plus de 10 p. 100 des matières fines amenées dans les caisses : on a essayé de laver ces schlamms sur des tables peu inclinées, on en a retiré une petite proportion de schlich tellement fin, qu'on a dû renoncer à le soumettre au traitement métallurgique. Au lieu d'envoyer au ruisseau l'eau sortant de la dernière caisse, on l'a fait revenir au bocard.

Lavage aux tables dormantes des schlamms classés par les spitz-kasten.

Trois systèmes de tables dormantes ont été appliqués aux lavages des produits des spitz-kasten; le premier de deux tables, les deux autres de trois. Chaque table est munie, vers le pied, des deux ouvertures transversales, désignées précédemment par les lettres *a*, *b*.

On laisse couler librement l'eau chargée de schlamms, sur une caisse pour le premier système, sur deux pour les deux autres : l'enrichissement se fait pour ainsi dire de lui-même, sans que l'ouvrier ait besoin d'intervenir. L'eau encore chargée de schlamms, en coulant des tables, est reçue dans un canal qui la conduit dans des bassins de dépôt.

Quand une table est couverte de schlich plus ou moins riche, l'ouvrier fait passer l'eau de la spitz-kasten sur la table libre du même système, fait arriver de l'eau claire sur la première, et travaille doucement la surface de la lavée avec son râble, en faisant passer les matières fines entraînées par l'ouverture *b*; la table est ensuite nettoyée au balai; comme d'ordinaire, les schlich sont reçus dans les bassins qui répondent à l'ouverture *a*.

Pour compléter la disposition des spitz-kasten et des tables dormantes, il faudrait faire arriver dans une seconde série de spitz-kasten toutes les eaux chargées de schlamms sortant des tables dormantes, et on peut présumer qu'il faudrait quatre nouvelles caisses pour le traitement des schlamms provenant de trois ateliers. Cette proportion est celle actuellement nécessaire, une laverie de 9 tables dormantes pour traiter les schlamms retirés des bassins de dépôt de trois ateliers.

L'adoption des spitz-kasten, dans la préparation mécanique du Harz, aurait donc encore l'avantage d'économiser tout l'emplacement des bassins de dépôt, ainsi que la main-d'œuvre qu'ils nécessitent.

Il faut bien remarquer que la substitution des spitz-kasten aux labyrinthes, économisant la main-d'œuvre, l'espace, donnant des résultats plus favorables pour le rendement en schlich, exige une disposition tout à fait spéciale, et surtout une grande différence de niveau entre le bocard et l'atelier des tables dormantes. Il faudrait de plus, pour tirer le plus grand parti possible de cet

appareil, substituer une grande roue de débourbage au schossgerenne du Harz, et faire arriver dans les spitz-kasten toutes les matières fines, sables fins et schlamms, traversant la grille de la roue; les deux premières spitz-kasten donneraient alors des sables dont le lavage ne pourrait être fait que sur des tables à secousses. Aussi n'hésitons-nous pas à avancer que l'adoption des spitz-kasten forcera à employer les tables à secousses, proscrites maintenant de la préparation mécanique du Harz.

STOSSGERENNE. — Nous dirons encore quelques mots d'un appareil employé à Saint-Andreasberg en place du schossgerenne ordinaire. Le stossgerenne est disposé comme une table à secousses; il se compose d'une caisse, allongée, mobile, suspendue par quatre chaînes inclinées, et recevant d'un système de leviers un mouvement horizontal alternatif, avec chocs contre un bloc fixe. La caisse a 14' = 4^m,032 de longueur; 1' = 0^m,288 de largeur; 10" = 0^m,240 de profondeur; l'inclinaison de la caisse, appuyée contre le bloc fixe, est de 1" pour 1' : l'amplitude des déplacements horizontaux est de 4" = 0^m,096, et leur nombre de 40 à 45 par minute.

Le fond de la caisse présente trois gradins, profonds de 3" = 0^m,072, et de longueur égale.

A la suite du stossgerenne se trouvent, comme d'ordinaire, l'unterschossgerenne et les labyrinthes.

L'appareil reçoit directement les sables et les schlamms d'une rätterwäsche pour le grubenklein, en même temps que l'eau employée pour leur débourbage.

Pendant l'activité de la rätterwäsche les sables et schlamms tombent sur le stossgerenne, les schlamms sont entraînés rapidement; mais il faut que l'ouvrier agite les sables avec une pelle, en les remontant vers la tête de l'appareil, pour que les sables fins soient séparés des gros sables et se rendent dans le unterschossgerenne.

Quand les trois gradins sont couverts d'une couche de gros sables, de 1" = 0^m,024 environ d'épaisseur, il faut arrêter le travail, enlever les sables et les mettre en dépôt.

Quand on en a amassé une quantité suffisante, on les enrichit sur le même appareil. On obtient dans ce second travail, du schlich bon à fondre; des sables pauvres gardés pour le travail d'hiver, et des sables fins et schlamms.

Nous n'insisterons pas sur cet appareil, qui n'a pas été introduit dans les ateliers de préparation mécanique des environs de Clausthal.

CHAPITRE QUATRIÈME.

Comme exemple de la préparation mécanique du Harz nous choisirons l'atelier de la mine Bergwerks wohlfahrt, près de Clausthal, le seul dans lequel on traite toutes les qualités de minerais, provenant du cassage et triage des wände, et en même temps le grubenklein.

L'atelier de la Bergwerks wohlfahrt reçoit tous les minerais de la mine du même nom, et une faible proportion d'autres mines. Les minerais sont très-riches en argent, et ont pour gangue principale la baryte sulfatée [1]. La galène se présente en veines, en veinules et surtout en mouches très-fines, presque imperceptibles, pénétrant dans la gangue à une grande distance des veines et veinules. La blende et le fer carbonaté ne se trouvent pas en proportion notable ; il en est de même du cuivre pyriteux. Le cuivre gris, très-riche en argent, forme par place des veinules peu puissantes et peu continues.

La baryte sulfatée, gangue dominante, est accompagnée de quartz, et constitue des veines puissantes dans les schistes et la grauwacke.

Les roches abattues et amenées au jour contiennent :

Comme matières minérales, de la galène riche en argent et un peu de cuivre gris;

Comme matières stériles, la baryte sulfatée, un peu de quartz, des schistes noirs et de la grauwacke.

L'orifice du puits d'extraction est à un niveau supérieur à l'aire de cassage et triage, et celle-ci est plus élevée que le sol des ateliers de préparation mécanique.

Cassage et triage. — On divise d'abord les minerais extraits en wände et en grubenklein ; le second produit est envoyé directement à la préparation, les wände sont soumises au cassage, triage et scheidage. Ces opérations sont faites comme il a été dit au commencement du mémoire, et donnent les produits suivants :

1° Minerai riche ou stufferz bon à fondre ; il rend à l'essai de 50 à 60 p. 100 de plomb et 7 loth d'argent par centner, 115 grammes d'argent aux 100 kilog ;

2° Schurerz de deux qualités, barytique et non barytique, contenant environ 1/6 de minerai pur. Il provient, soit du cassage et triage, soit du scheidage

1. Dans la partie supérieure de la mine, la baryte sulfatée est très-abondante ; au contraire vers la profondeur de 200 lachter, la baryte disparaît presque complétement et la gangue devient essentiellement quartzeuse. La galène tient jusqu'à 8 loth d'argent au centner, 245 grammes aux 100 kilog.

des minerais un peu riches : dans le premier cas, il est en fragments assez gros ; dans le second, il est à l'état de menus de scheidage ;

3° Pocherz, ou minerai pauvre, tenant en moyenne 4 à 6 p. 100 de plomb et 1/2 à 3/4 loth d'argent au centner, 15 à 22 grammes d'argent aux 100 kilog. Il provient en grande partie du cassage et triage, mais aussi, pour une petite proportion, du scheidage : on en distingue deux qualités, comme pour le schurerz, barytique, non barytique ;

4° Bergerz, minerai très-pauvre, contenant moins de 1 p. 100 de galène, disséminée en mouches presque indiscernables : on distingue comme toujours, bergerz barytique et bergerz non barytique ;

5° Menus du cassage et du scheidage des bergerz pauvres, qui sont assimilés dans la préparation mécanique aux menus des mines ou grubenklein ;

6° Berg, ou stérile : on doit apporter la plus grande attention pour cette qualité, à cause de la dissémination ordinaire du minerai ; on ne rejette que les morceaux cassés jusqu'à la dimension de $1'' = 0^m,024$, au moins.

La distinction des deux qualités, barytique et non barytique, permet de traiter séparément les minerais à gangues légères et ceux à gangue lourde ; la série des opérations est du reste tout à fait la même, et nous n'aurons à signaler aucune différence dans le mode de traitement mécanique.

Les schurerz sont toujours passés aux cylindres, les pocherz sont tantôt cylindrés, tantôt bocardés : les bergerz sont toujours écrasés au bocard.

La disposition de l'atelier est indiquée *Pl. XXII, fig.* 1, 2.

Il renferme :

1° Un appareil de cylindres broyeurs C, avec son rätter et sa roue élévatrice ;

2° Des cylindres cannelés D, qui maintenant ne sont plus employés, par les raisons précédemment exposées.

Les deux systèmes sont mis en mouvement par une roue en dessus, B, large de $5' = 1^m,44$, ayant $14' = 4^m,032$ de diamètre, à laquelle on donne ordinairement la quantité d'eau nécessaire pour qu'elle puisse faire de 15 à 20 révolutions par minute. Sa force est évaluée à 15 chevaux, mais n'est pas utilisée entièrement, depuis qu'on ne fait plus fonctionner les cylindres cannelés ;

3° Un durchlass E et deux séparations-rätter F, servant pour mouiller, débourber et classer les produits des cylindres ;

4° Un schossgerenne E' et deux caissons G, pour les sables sortant du durchlass et des séparations-rätter. Le schossgerenne communique par un long canal souterrain avec le labyrinthe V ;

5° Deux systèmes doubles de rätterwäsche S, pour le grubenklein ; les sables et schlamms se rendent dans le schossgerenne U et dans le labyrinthe V.

Les ouvertures des grilles des rätter sont de : 1" = 0m,024 ; 5/8" = 0m,015 ; 3/8" = 0m,009 ; 3/16" = 0m,0045 ; 3/4''' = 0m,0015.

Les rätter sont doubles, en sorte que les deux appareils peuvent faire le travail de quatre rätterwäsche ordinaires ;

6° Un bocard à trois batteries, Q, avec le séparations-rätter R.

Les dimensions des ouvertures des grilles du rätter sont : 3/8" = 0m,009 3/16" = 0m,0045 ; 1/12" = 0m,002. La première batterie a son schossgerenne spécial U.

Les deux autres batteries ont un schossgerenne commun : un labyrinthe spécial V' est affecté aux schlamms provenant du bocard.

Le moteur du bocard, du séparations-rätter et des deux rätterwäsche est une roue en dessus P, dont les dimensions sont égales à celles de la précédente ;

7° Quatre cribles à piston inférieur et quatre cribles jumeaux H, H, soit en tout douze cribles pour les grenailles des cylindres, du bocard et des rätterwäsche. Nous avons indiqué, à l'article des cribles, leur disposition et leurs dimensions ;

8° Des bancs de triage K pour les grenailles riches criblées;

9° Deux séparations-rätter à sec L : le moteur des cribles et des deux rätter est une grande roue en dessus O, dont les dimensions sont égales à celles de la roue B ;

10° Un durchlass extraordinaire N, communiquant par un long canal avec le labyrinthe V ;

11° Des cases de dépôt M pour les grenailles criblées ;

12° Une chambre T pour le steiger ;

13° Six caissons Y pour les sables et les schwänzel ;

14° Un sichertrogg X et deux cribles jumeaux H ; ils reçoivent le mouvement de la roue du bocard ;

15° Un planherd Z.

Les schlamms de durchlass, ceux du sichertrogg et des caissons se rendent dans le labyrinthe V' : les sables du planherd arrivent dans les bassins de débourbage *a*, *a* ;

16° Trois systèmes de tables dormantes *c*, *c*, avec trois systèmes de bassins intérieurs et trois caisses à palettes ;

17° Quatre séries de grands bassins de dépôt, dont la disposition est indiquée *Pl.* XXII, *fig.* 2 en *f* ;

18° Une laverie spéciale pour les schlamms *gh*, *fig* 2 ; elle renferme neuf tables dormantes et n'a pas de bassins de dépôt.

L'eau motrice et l'eau de lavage arrivent par le grand canal A : toutes les eaux perdues coulent par le canal de décharge *g*, *fig*. 2.

Nous ne ferons aucune observation sur les dispositions et dimensions des différents appareils ; elles sont à peu près celles indiquées dans le mémoire.

Nous n'aurons besoin d'entrer que dans peu de détails pour faire comprendre la série des opérations.

Les wände donnent pour les cylindres, du schurerz et du pocherz, barytiques et non barytiques, ce qui ne fait pas moins de quatre qualités à traiter séparément.

Les bergerz, barytiques et non barytiques, vont au bocard, en même temps que les minerais de qualités correspondantes provenant du scheidage du grubenklein, aux rätterwäsche.

Minerais riches. — Les minerais sont broyés une première fois entre les cylindres, ensuite débourbés dans le durchlass; les grenailles bonnes au criblage sont obtenues par les deux séparations-rätter; les sables gros sont séparés immédiatement au schossgerenne et travaillés sur les deux caissons, tandis que les sables fins et les schlamms sont entraînés au labyrinthe :

Sur les deux caissons on effectue le travail absolument de la même manière que sur les deux systèmes ordinaires; les schlamms rejoignent immédiatement ceux qui sortent des schossgerenne. Les produits intermédiaires, c'est-à-dire ceux qui doivent être enrichis au planherd ou sur les cribles fins, vont rejoindre les produits analogues donnés par les deux systèmes de caissons *y*.

Les menus des mines, ou grubenklein, sont traités aux deux rätterwäsche, et donnent :

1° Des gros fragments à trier et scheider, qui sont divisés en qualités analogues à celles données par les wände, et traités de la même manière et en même temps ;

2° Des menus du scheidage, qui sont classés au séparations-rätter des cribles ;

3° Des grenailles, graupen et körner, de 1″ = 0m,024 ; 5/8″ = 0m,015 ; 3/8″ = 0m,009 ; 3/16″ = 0m,0045, envoyées à l'atelier de criblage, et criblées séparément de celles, même d'égale grosseur, qui proviennent des minerais cylindrés ;

4° Des sables fins et schlamms, qui passent par la série ordinaire d'opérations, au schossgerenne, au labyrinthe et aux bassins de dépôt.

Les minerais pauvres, barytiques et non barytiques, du cassage, des scheidages et des criblages, sont bocardés séparément, et sont écrasés d'autant plus fin qu'ils sont plus pauvres et réduits déjà en grains plus petits. Les dimensions des ouvertures des grilles pour les quatre bocardages successifs, faits pendant l'été, sont :

1er bocardage gros.	1/2" = 0^m,012	(grille à la poitrine.)
2e *id.*	3/8" = 0^m,009	*id.*
1er bocardage fin.	3/16" = 0^m,0045	(grille latérale.)
2e *id.*	1/12" = 0^m,002	*id.*

Les grilles des séparations-rätter ont des ouvertures de 3/8", 3/16", 1/12".

Les grenailles provenant du bocardage, séparées par le rätter, son envoyées au criblage ; les sables et schlamms, passent dans deux schossgerenne : l'un pour les matières fines des deux premiers bocardages, l'autre pour celles des deux derniers.

On voit, d'après ce qui précède, que non-seulement on établit une première division en minerais barytiques et en minerais non barytiques ; puis une seconde, en minerais riches et minerais pauvres, mais qu'en outre on reçoit et on traite dans des schossgerenne différents les matières fines qui proviennent des diverses qualités, des cylindres, des bocards et des rätterwäsche.

Pour les labyrinthes, on ne fait qu'une seule distinction : on emploie deux appareils, l'un pour les matières fines des minerais riches, l'autre pour celles des minerais pauvres.

Criblages. — Tous les cribles sont disposés dans le même atelier, et chacun d'eux est affecté à une classe spéciale de grenailles.

Quatre cribles servent pour les grenailles des rätterwäsche ; les huit autres, à celles des trois séparations-rätter.

Les premiers seuls donnent du stérile. Nous n'avons pas besoin de revenir sur les considérations que nous avons présentées à l'article des cribles. Nous devons dire seulement que, pour les grenailles plus grosses que 3/16", et quand on opère sur des minerais barytiques, la tranche de grains riches sur la grille contient encore un peu de baryte sulfatée, qu'on peut séparer par un triage à la main : ce triage est fait soit sur les grilles des cribles, soit sur les bancs de triage.

Le scheidage des minerais provenant des rätterwäsche donne des menus qui sont classés aux deux petits rätter de l'atelier des criblages : les dimensions des ouvertures des grilles sont 3/8" = 0^m,009 ; 3/16" = 0^m,0045 ; 1/12" = 0^m,002. Ces deux rätter fonctionnent à sec, et fort mal ; il serait certainement préférable de traiter les menus du scheidage aux rätterwäsche.

Les grains de 3/8", 3/16" sont criblés ; les sables et schlamms sont débourbés dans le durchlass, en même temps que les matières fines qui traversent les grilles des cribles.

L'appareil de débourbage donne des sables et des schlamms. Les derniers passent au labyrinthe des matières fines riches ; les sables sont souvent assez gros pour qu'il soit bon de les traiter au séparations-rätter : ordinairement ils

peuvent être envoyés, soit aux caissons, soit aux cribles fins, soit au sichertrogg.

SABLES ET SCHLAMMS. — La série des opérations est celle précédemment exposée; on traite séparément les sables de qualités différentes, retirés des divers schossgerenne, sur les caissons, au planherd et aux cribles jumeaux : dans le cas des minerais barytiques, chaque lavée dans le premier caisson donne, vers la tête, et pour 5 à 6″ de longueur, des grains de minerai et baryte sulfatée ; ce mélange est très-difficile à traiter ; on peut cependant enrichir suffisamment pour la fusion, sur les deux cribles fins.

Les sables fins sont traités au sichertrogg.

Les schlamms sont lavés sur les tables dormantes.

Les schlamms des bassins extérieurs sont enrichis dans la laverie spéciale sur les tables dormantes.

TRAVAIL D'HIVER. — Pendant les dix-huit semaines d'hiver on bocarde très-fin toutes les matières pauvres, amassées pendant l'été, et on enrichit les produits, sables plus ou moins fins et schlamms, aux caissons et sur les tables dormantes, sans se servir des bassins de dépôt.

La richesse moyenne des produits bons à fondre est indiquée dans le tableau suivant :

DÉSIGNATION DES MINERAIS PRÉPARÉS	RENDEMENT A L'ESSAI		
	PLOMB p. 100.	ARGENT. loth par centner.	ARGENT. gram. pour 100 kil.
Stufferz, donné par le cassage et le scheidage	50 à 60	6 1/2 à 7	203 à 219
Graupen, grenailles riches des premiers cribles	60	7 1/2	234
Körner, grenailles riches de 3/16″	65	8	249,7
Rätterschlieg (des caissons pour les minerais broyés aux cylindres	70	9 1/2	296,6
Gräben schlieg (des trois premiers caissons)	70	8	249,7
Schwänzel schlieg (des trois derniers)	50 à 60	6 à 7	187 à 219
Schlieg du Planherd	40	5	156
Setz schlieg nº 1 (des deux cribles fins)	50 à 60	6 à 7	187 à 219
Id. nº 2	30	4 1/2	126,5
Schlieg des tables dormantes	65 à 70	7 à 8	219 à 249,7
Schlam schlieg (du relavage des schlamms)	35 à 40	4 1/2	126,5

D'après ce tableau, on voit que la richesse en argent suit à peu près la teneur en plomb, ce qui indique que la gangue n'est pas argentifère ; les seules exceptions pour le rätterschlieg et le schlich n° 2 des cribles fins, proviennent du cuivre gris qui se concentre principalement dans ces produits : dans le premier en grains fins, dans le second en paillettes très-fines [1].

Il est à regretter qu'on n'ait pas essayé les schlamms les plus fins, qui sont perdus comme étant trop pauvres pour mériter un lavage aux tables dormantes ; il est probable que ces schlamms doivent contenir une certaine proportion de cuivre gris à l'état de paillettes très-légères, et que par suite leur teneur en argent est proportionnellement plus élevée que celle des produits bons à fondre.

Quantités des minerais et des produits. — La mine de Bergwerks wohlfahrt livre annuellement 300 à 330 treiben de minerai, soit 1,910^{mc},40 à 2,101^{mc},44, lesquels rendent, au cassage, triage, scheidage et préparation mécanique 380 Röste = 15,200 centner = 744,800 kil. de minerais préparés pour la fusion. Ces minerais, d'après les essais faits par voie sèche, contiennent environ :

6,000 marcs = 1,470 kil. d'argent,
et 7,450 centner = 364,850 kil. de plomb.

soit par mètre cube de minerai sortant de la mine :

Produits bons à fondre 363$^{kil.}$,31, tenant :

	kil.
Argent. . . .	0,717
Plomb	178,00

Le plomb contient environ 480 grammes d'argent aux 100 kil.

Les minerais préparés contiennent en outre, à l'état de cuivre gris, 15 à 16 centner = 735 à 784 k. de cuivre.

Personnel. — Toutes les opérations de la préparation mécanique sont dirigées par un Obersteiger, qui a sous ses ordres 3 steiger, et 86 ouvriers, hommes ou enfants.

Les ouvriers gagnent par semaine de 9 gr. gr. à 1 th. 20 gr. (de 1^{f},40 à 6^{f},375) ; le plus grand nombre reçoit de 16 à 18 gr. (de 2^{f},50 à 2^{f},80), salaire bien inférieur à celui qu'il faudrait donner aux ouvriers dans les autres pays, et notamment en France.

Pendant l'hiver, le nombre des ouvriers employés est notablement

1 Le schlich n° 2 des cribles fins, arme setzschlieg, est la couche très-mince de matières fines qui reste à la surface de la lavée dans les cribles fins. On n'obtient qu'une très-faible quantité de ce produit. Nous n'avons indiqué dans le tableau précédent que les teneurs moyennes : il est bien évident que dans le cas de minerais barytiques les produits bons à fondre sont moins riches que dans le cas où les minerais sont à gangues légères.

moindre on n'occupe pas plus de 60 ouvriers pendant les 18 semaines du travail d'hiver.

Les frais de toute nature, nécessités par les ateliers de préparation mécanique de Bergwerks wohlfahrt s'élèvent annuellement à près de 7,580 thaler = 28,425 fr., et dans cette somme la main-d'œuvre entre pour les 2/3 environ.

Les frais de préparation mécanique sont donc :

Par mètre cube de minerai extrait. . .	14f,212
Par 1,000 kilog. de minerai préparé. .	39f,118

Eau motrice et de lavage. — Il est important d'indiquer approximativement la quantité d'eau nécessaire aux roues hydrauliques et aux différents appareils.

Eau motrice. — En supposant tous les appareils en pleine activité, les trois roues hydrauliques exigent de 11 à 12 mètres cubes d'eau, chacune, soit pour les trois : 35 mètres cubes d'eau environ par minute.

Eau de lavage. — Il faut pour les différents appareils les volumes suivants d'eau (par minute):

	m. c.
Durchlass E, et séparations-rätter F.	0,0956
Caissons G......................	0,0956
Systèmes de rätter S.............	0,2360
Bocard et séparations-rätter........	0,5258
Quatorze cribles..................	0,0900
Durchlass N......................	0,0478
Six caissons et le sichertrogg.......	0,1434
Système du planherd.............	0,2151
Dix-sept tables dormantes.........	6,1659
Total.........	7,6152

Il ne faut donc pas moins de 42 à 43 mètres cubes d'eau par minute, soit pour mettre les appareils en mouvement, soit pour laver les minerais et les produits successifs. Toute l'eau arrive aux ateliers par le conduit A, et s'écoule par le même canal de décharge, dont la différence de niveau avec le premier est de plus de 5 mètres. On emploie donc une chute dont la force peut être évaluée de 46 à 47 chevaux ; la plus grande partie est utilisée pour les roues motrices.

Nous ne décrirons pas en détail d'autres ateliers de préparation mécanique, la même série d'opérations étant appliquée dans tous avec de légères différences dans les quantités d'eau, et les proportions des produits provenant de la différence des gangues.

Les ateliers qui traitent les minerais à gangue de fer carbonaté livrent des produits assez pauvres en plomb : on ne cherche pas, en effet, à séparer le fer

carbonaté, qui sert comme fondant très-utile dans le traitement métallurgique.

La blende lamelleuse est de toutes les gangues celle qui offre le plus de difficultés au lavage, principalement pour les schlamms. A Lautenthal, pour des minerais très-blendeux et pauvres en argent, on ne peut presque pas tirer parti des schlamms fins, et dans la plupart des ateliers on n'emploie pas les bassins de dépôt. Ils donneraient des schlamms très-fins et blendeux, dont l'enrichissement aux tables dormantes serait presque impossible.

Les minerais de cuivre pyriteux, à gangue de pyrite de fer, offrent aussi beaucoup de difficultés. On ne peut pas pousser loin l'enrichissement sans perdre une trop forte proportion de cuivre.

Enfin, dans la préparation mécanique des minerais de plomb contenant des mouches de cuivre pyriteux, on cherche à séparer les gangues stériles, mais à retenir le cuivre pyriteux avec la galène. Dans le traitement métallurgique, le cuivre se concentre de plus en plus dans les mattes successives.

CHAPITRE CINQUIÈME.

Nous terminerons ce long mémoire par le résumé des quantités de minerais soumis à la préparation mécanique dans les trois districts, Clausthal, Zellerfeld et Andreasberg, et des produits bons à fondre obtenus pendant l'année 1848 [1].

District de Clausthal. — Ce district comprend 31 ateliers différents, occupant :

2 oberpochsteiger, 51 steiger ou surveillants,

Et de 816 à 970 ouvriers.

On a soumis à la préparation mécanique :

4,115 treiben 38 1/6 tonnes = 26,210^{mc},680 de minerai.

On a obtenu en produits bons à fondre :

1° Minerais de triage et criblage, pour lesquels le Rost pèse 40 centner :

2,576 2/3 Röste = 103,107 centner = 5,052,243 kil.

2° Schlichs humides, pour lesquels le Rost pèse 38 centner, poids sec :

1. Nous ne considérons les produits que sous le rapport du plomb et de l'argent ; nous n'indiquerons pas la production du cuivre.

371 3/4 Röste = 36,926 centner,50 = 1,809,398 kil.,5
Total 3,549 5/12 Röste, pesant 140,033 centner,50 = 6,861,164 kil.,50

Soit par mètre cube: 261kil.,78 de minerais préparés pour la fusion.

D'après les essais faits avec soin de toutes les qualités de minerais, grenailles et schlichs envoyés aux usines, les minerais préparés pour la fusion contenaient :

Argent...... 27,214 marcs 1/4 lòth. = 6,707 kil.,51
Plomb...... 71,837 centner = 3,520,013 kil.

Soit pour 100 kil. :

Argent 97gr.,73 Plomb 54kil.,375

Le mètre cube de minerais soumis à la préparation mécanique a donc rendu, dans les produits préparés pour fusion :

Argent 255gr.,184 Plomb 142kil.,334

Les frais, depuis la sortie des mines jusqu'à l'entrée des produits préparés aux usines, ont été :

	th	gg.	pf.		fr.
Frais de préparation mécanique	50,356	19	2	=	188,837,99
Frais de transport des minerais et produits...	6,845	11	7	=	25,669,56
Frais généraux, entretien, réparations........	17,931	22	11	=	67,244,82
Total.......	75,134	5	8	=	281,752,37

D'après ces nombres, le mètre cube de minerais bruts a coûté pour la préparation mécanique, transports, etc., 10f,749 ; et les 1,000 kil. de minerais préparés pour la fusion ont coûté 41f,06.

District de Zellerfeld. — Il renferme 16 bocards ou laveries et occupe :

2 obersteiger, 21 steiger ou surveillants,
Et de 426 à 517 ouvriers.

Dans l'année 1848, les mines ont produit :

Minerais pour la préparation mécanique : 2,088 treiben 22 tonnes = 13,300mc,102.

On a obtenu :

1,450 2/3 Röste de produits propres à la fusion = 2,843,293kil.,60 ;

Soit, par mètre cube, 213kil.,781.

La teneur moyenne de 100 kilogrammes de minerais préparés pour la fusion a été :

Plomb 56kil.,50 Argent 94gr.,36

Les minerais contenaient, d'après les essais :

Plomb....... 32,788$^{cent.}$,52 = 1,606,637$^{kil.}$,48
Argent...... 10,952^{marcs} 8 3/4^{l} = 2,683$^{kil.}$,37

Soit, pour 1 mètre cube de minerais bruts :

Plomb.. 120$^{kil.}$,80 Argent.. 201$^{gr.}$,75

Les frais de toute nature nécessités pour les minerais, depuis leur sortie des mines jusqu'à leur entrée dans les usines, ont été :

	th.	gr.	pf.		fr.
Frais de préparation....	22,435	16	1	=	84,133,759
Transports.............	3,147	18	4	=	11,804,110
Frais généraux et divers.	9,574	22	3	=	35,905,971
Total.......	35,158	8	8	=	131,843,840

Soit par mètre cube de minerai brut.............. 9^{f},913
Et par 1,000 kilogrammes de minerais préparés... 46^{f},37

Il serait important de joindre à ces renseignements numériques la teneur réelle des minerais soumis à la préparation, et par suite la perte en métaux, à laquelle elle donne lieu; mais nous ne pouvons présenter à ce sujet que des nombres approximatifs.

On admet que la préparation du schurerz donne une perte en métaux ne dépassant pas 4 p. 100, et à peu près la même sur le plomb et sur l'argent.

Les pocherz perdent environ 9 p. 100, les bergerz 17 à 20 p. 100.

Le lavage des schlamms donne une perte supérieure à 40 p. 100.

Enfin le travail d'hiver des after et le relavage des boues des bassins de dépôt font perdre de 40 à 80 p. 100 des métaux contenus.

En regard de ces nombres il convient de placer les chiffres moyens des frais de préparation pendant l'été et pendant l'hiver. Ces frais sont, pour 1,000 kilogrammes de minerai préparé pour la fusion :

Pendant l'été, de 30 à 35 francs.
Pendant l'hiver, de 70 à 75 francs.

District d'Andreasberg. — Il occupe :

1 obersteiger,

11 steiger ou surveillants,

Et de 175 à 180 ouvriers.

En 1848, on a livré à la préparation mécanique :

969 treiben 8 tonnes = 6,171^{mc},866;

On a obtenu, produits bons à fondre :

10,443$^{cent.}$,65 = 511,728$^{kil.}$,85;

Soit, par mètre cube : 82$^{kil.}$,91.

Les essais ont indiqué dans les minerais préparés pour la fusion, pour 100 kilogrammes :

Plomb 43$^{kil.}$,75 Argent 312 grammes.

Soit, par mètre cube de minerai extrait :

Plomb 36$^{kil.}$,27 Argent 258$^{gr.}$,68

Les frais ont été :

	th.	gg.	pf.		fr.
Frais de préparation....	8,627	6	10	=	32,352,316
Transports............	507	21	2	=	1,931,552
Frais généraux et divers.	4,650	8	4	=	17,438,800
Total.......	13,785	12	4	=	51,722,668

Soit, par mètre cube de minerais extraits........... 8^{f},38
Id. par 100 kil. de minerais préparés [1]............ 10^{f},01

En résumé, la préparation mécanique des minerais, dans tout l'Ober Harz, emploie :

5 obersteiger, 80 steiger ou surveillants,

Et de 1,423 à 1,708 ouvriers.

En 1848, les mines ont livré à la préparation 45,682^{mc},648, et on a obtenu 10,216,673^{k},93 de minerais bons à fondre, contenant :

Plomb 5,350,474^{k},06 Argent 10,987^{k},545

Les frais de préparation, transports, etc., supportés par les minerais depuis leur sortie des mines jusqu'à leur entrée dans les usines, ont été de 465,318^{f},478.

1. La préparation mécanique des minerais du district de Saint-Andreasberg donne, outre le plomb et l'argent, de l'arsenic, qu'on transforme en acide arsénieux. Les filons donnent une certaine quantité de minerais d'argent, assez riches pour être coupellés sans passer à la préparation mécanique.

DESCRIPTION

DES GITES MÉTALLIFÈRES

DE LA PRÉPARATION MÉCANIQUE

ET DU TRAITEMENT MÉTALLURGIQUE DES MINERAIS DE PLOMB ARGENTIFÈRES

DE PONTGIBAUD

Par M. RIVOT, ingénieur des mines,

Et M. ZEPPENFELD, ancien élève de l'Ecole des mineurs de Saint-Etienne.

1850.

PRÉFACE.

En décrivant les mines que possède la Société de Pontgibaud, les travaux faits dans ces mines à différentes époques, les difficultés qu'on a dû vaincre pour amener l'exploitation à son état actuel; en indiquant les résultats obtenus, nous désirons citer un exemple des richesses minérales que renferme le sol de la France, et montrer en même temps, par un cas particulier, quelle somme de persévérance est nécessaire pour mettre en bonne exploitation de filons métallifères.

A l'exemple des mines de Poullaouen et de Huelgoat, en Bretagne, exploitées sans interruption depuis plus d'un siècle, nous voulons joindre celui des mines de Pontgibaud, dans lesquelles la reprise des travaux date de vingt ans à peine.

Nous espérons que dans un avenir assez rapproché l'exploitation des mines de plomb, cuivre, argent, zinc, étain, etc., dans l'Aveyron, dans la Lozère, dans le Morbihan, et probablement dans bien d'autres localités, viendra confirmer l'opinion, que nous émettons ici avec confiance, que le sol de la

France est aussi riche en minerais métalliques que ceux des autres pays de l'Europe.

A Vialas on exploite, déjà depuis un certain temps, des filons de galène argentifère ; nous désirons qu'à notre exemple des ingénieurs puissent publier bientôt les circonstances présentées par l'exploitation depuis son origine, et les résultats obtenus jusqu'à présent.

A Pontgibaud, comme dans l'Aveyron, comme dans les Vosges, comme en Bretagne....., les vestiges de travaux anciens, plus ou moins développés, prouvent que les mines métalliques de ces contrées ont été exploitées sur une grande échelle à une époque assez reculée.

Les documents officiels que l'on possède sur l'exploitation des mines remontent jusqu'au XVIe siècle : ils peuvent jeter beaucoup de lumière sur les causes de leur prospérité et de leur décadence.

Aux XVIe et XVIIe siècles, l'exploitation des mines métalliques en France a donné des produits importants. Les mines étaient alors possédées par des seigneurs puissants, et exploitées par des praticiens habiles. Alors se trouvaient réunies toutes les conditions de succès: habileté et prévoyance dans la direction ; chez les propriétaires, puissance de capitaux et de protection pour les ouvriers; priviléges et avantages matériels de toute nature pour l'exploitation des mines et le traitement métallurgique des minerais.

A cette époque de prospérité a succédé l'abandon presque complet des mines métalliques. Cet abandon a été motivé par des causes diverses, indépendantes de la richesse des gîtes : nous citerons seulement les guerres religieuses, qui ont fait cesser les travaux dans plusieurs localités, notamment dans l'Aveyron. Pour reprendre plus tard l'exploitation, les traditions, la persévérance et l'argent ont manqué.

Les circonstances étaient bien différentes au XVIIIe siècle. Les mines étaient en général affermées par les seigneurs à des compagnies peu puissantes et pour de courtes périodes. Quels travaux d'avenir, quel ensemble de travaux de recherches pouvaient entreprendre les compagnies fermières, possédant les mines pour des périodes de trente années et souvent moins ? N'étant pas assurées de l'avenir, elles ne pouvaient faire et n'ont fait, dans la plupart des localités, que gratter les mines et enlever les colonnes de minerais reconnues par des travaux antérieurs ou indiquées par les affleurements.

Pendant toute la période des fermages à courte durée, les mines n'ont pas été réellement exploitées.

Après la Révolution, l'Empire a consacré, en 1810, le principe des concessions à perpétuité. Depuis cette époque, les concessionnaires sérieux ont pu préparer avec sécurité des travaux de longue haleine ; cependan bien peu de

mines métalliques ont été exploitées d'une manière continue. Le plus grand nombre des compagnies formées pour l'exploitation des mines n'a pu réussir.

L'insuccès ne doit pas être attribué seulement à l'irrégularité des gîtes mis en exploitation, mais encore, et pour le plus grand nombre des cas, aux difficultés sérieuses qui se présentent toujours au commencement des travaux dans les filons métallifères.

Parmi ces difficultés nous pouvons citer l'absence de traditions pour les ouvriers et les contre-maîtres, le défaut d'ingénieurs habiles. Maintes fois on a fait venir de l'étranger, d'Allemagne ou d'Angleterre, des ouvriers, des contre-maîtres, des ingénieurs, sans en retirer un avantage notable. Nous ferons remarquer à ce sujet que les bons ouvriers, les contre-maîtres intelligents, les ingénieurs habiles, trouvent en général, dans leur patrie, des positions convenables qu'ils n'abandonnent, pour passer à l'étranger, que sous des conditions pécuniaires très-avantageuses pour eux, mais onéreuses pour les exploitants. Ces étrangers sont en outre gravement influencés par le changement complet d'habitudes et de traditions, et presque toujours par la jalousie des habitants, pour lesquels leur position avantageuse est un sujet d'envie.

Du reste, le mauvais vouloir des habitants n'est pas seulement dirigé contre les étrangers, mais encore contre tous ceux qui viennent établir dans le pays une industrie nouvelle. Ce mauvais vouloir se traduit par des difficultés, par des prétentions exagérées pour les achats de terrains, par des contestations, par des procès intentés sous les plus futiles prétextes. Il en résulte un surcroît de dépenses et des pertes de temps souvent préjudiciables.

Il ne faut pas oublier non plus les difficultés qui résultent fréquemment de la constitution des sociétés, de l'impatience d'arriver à montrer des produits marchands, impatience qui fait construire les usines avant que les mines ne soient en bonne exploitation, et quelquefois même seulement explorées.

Nous pourrions citer encore l'énormité, malheureusement trop générale, de la valeur attribuée aux concessions, les frais généraux exagérés, et enfin le rapide découragement qui s'empare des actionnaires, quand les dividendes réguliers n'arrivent pas promptement.

L'exposé des circonstances favorables et défavorables qui se sont présentées à Pontgibaud, depuis le commencement de la reprise des travaux, pourra, nous l'espérons, être de quelque utilité pour les compagnies sérieuses qui tenteront dans d'autres localités des travaux analogues.

Notre mémoire sera exclusivement descriptif; nous nous abstiendrons avec soin de tout ce qui pourrait paraître une critique : la nécessité de cette réserve est assez évidente pour que nous n'ayons pas besoin d'en indiquer les motifs.

INTRODUCTION.

Pour que les ingénieurs qui liront ce mémoire puissent apprécier sainement les résultats obtenus, nous croyons nécessaire d'exposer les phases diverses de l'exploitation, autant du moins que nous le permettent les documents dont nous pouvons disposer.

CONCESSIONS. (VOIR PL. XXIII.) — Les filons explorés à différentes époques sont situés dans trois concessions appartenant à la société de Pontgibaud.

1° Concession de Barbecot, accordée à M. de Pontgibaud le 6 décembre 1826 : sa superficie est de 617 hectares; elle renferme les mines de Pranal et de Barbecot.

2° Concession des Combres, accordée à M. de Pontgibaud le 27 février 1828 : sa superficie est de 472 hectares; elle renferme de nombreux filons; plusieurs ont été explorés, aucun n'a été exploité.

3° Concession de Roure, résultant originairement de lettres patentes du 25 avril 1789, concédant un cercle de 2,400 toises de rayon, et dont le centre est à l'ancienne mine de Roure : sa superficie est de 687 hectares; elle renferme les mines de Roure et de Rosier, actuellement exploitées.

Tout récemment des travaux de recherche, entrepris en dehors de ces trois concessions, ont fait connaître des filons contenant de la galène argentifère, dans les environs de la Vernède.

HISTORIQUE. — ANCIENS TRAVAUX. — Un mémoire de M. Guényveau, inséré dans le tome VII des *Annales des Mines*, 1832, donne des renseignements curieux sur les anciens travaux des environs de Pontgibaud : nous pensons devoir rappeler ici les points les plus importants de ce mémoire.

Les documents les plus anciens sur les mines de Pontgibaud sont les lettres patentes accordées le 17 septembre 1554 au seigneur de Lafayette par Henri II, pour l'exploitation des mines des Combres, Roure et Barbecot. On ignore l'importance des travaux faits à cette époque, ainsi que les causes de leur abandon.

En 1739, l'exploitation est reprise par le sieur Dulude de Pontgibaud, et ensuite par la compagnie de Chapdes. On ne sait encore rien de positif sur les résultats obtenus.

En 1781, les travaux sont recommencés par MM. Engelvin et Dulac, lesquels

forment une société dite Compagnie du Lyonnais. L'exploitation est continuée jusqu'en 1792, et abandonnée par suite des événements politiques et de l'émigration de plusieurs des membres de la société.

TRAVAUX FAITS PAR LA COMPAGNIE DU LYONNAIS. — Les travaux restent abandonnés jusqu'en 1826, et sont repris à cette époque par M. de Pontgibaud.

Les travaux de la compagnie du Lyonnais (1781-1792) ont été faits aux Combres, à Roure et à Barbecot.

LES COMBRES. — En 1784, on constate auprès du moulin des Combres des travaux anciens peu développés. Ces travaux consistent en plusieurs puits, foncés dans un escarpement au bord de la Sioule jusqu'à 20 mètres environ au-dessous du niveau de l'eau. Ces puits font connaître plusieurs filons, contenant de la galène argentifère, de la blende, et de la pyrite de fer en grande quantité.

Les restes d'une laverie et d'une fonderie prouvent que les travaux ont donné lieu à un traitement mécanique et métallurgique des minerais; mais il est impossible de savoir à quelle époque ils ont été faits. Suivant une tradition assez vague, ces travaux ne remonteraient qu'au commencement du XVIIIe siècle. Une tradition beaucoup plus obscure prétend que les filons des Combres ont été jadis exploités par des faux monnayeurs.

La compagnie du Lyonnais ne continue ses recherches aux Combres que jusqu'en 1785. Elle les abandonne promptement, par suite de l'abondance des eaux, peut-être aussi de l'acide carbonique, et du peu de richesse des filons rencontrés.

BARBECOT. — En 1783, la compagnie du Lyonnais entreprend la reconnaissance des anciens travaux faits à Barbecot, à 200 mètres environ des bords de la Sioule. Ces travaux paraissent avoir été commencés sur les affleurements du filon, et poussés ensuite en profondeur. La cause presque certaine de l'abandon des travaux est l'affluence des eaux et de l'acide carbonique.

Une galerie d'écoulement commencée en 1783, sur la rive droite de la Sioule, rencontre le minerai à moins de 50 mètres de son orifice : le filon presque vertical a de 2 à 3 mètres de puissance; il est composé de quartz et de sulfate de baryte, et renferme de la galène riche en argent, de la blende et de la pyrite de fer. Les travaux sont promptement abandonnés, malgré la richesse du filon, par suite de l'abondance de l'acide carbonique, dont on ne parvient pas à se débarrasser avec des moyens d'aérage imparfaits.

Pendant la durée de l'exploitation, une laverie est construite près de l'orifice de la galerie : les minerais préparés sont transportés à Pontgibaud.

ROURE. — En 1781, M. Engelvin fait plusieurs travaux de recherches auprès du village de Roure; il constate d'anciennes exploitations, mais ne fait pas de découverte importante.

De 1784 à 1790, la compagnie du Lyonnais explore le filon de quartz, à la vieille mine de Roure, par une galerie longue de 225 mètres et traversant un monticule de granite. On exploite, en montant jusqu'au jour et en descendant jusqu'à la profondeur de 35 mètres au-dessous du sol de la galerie, plusieurs colonnes de minerai; l'une d'elles présente le minerai sur 18 mètres en direction et avec une puissance de 3 à 8 mètres.

Une laverie est construite sur les bords de la Sioule, à 3,500 mètres environ de la mine : les minerais sont envoyés à Pontgibaud.

En 1790, la mine est visitée par deux ingénieurs, MM. Jars et Blanchet; ils indiquent des travaux assez considérables pour activer l'exploitation, mais on ne donne pas suite à ces projets.

Usine. — La compagnie du Lyonnais construit en 1790, à Pontgibaud, une fonderie assez belle, comprenant :

Des aires de grillage;

Un réverbère et deux fours à manche;

Un fourneau de coupellation.

Cette usine est en activité pendant deux ans, de 1790 à 1792. Elle produit environ 3,000 quintaux métriques de plomb d'œuvre, tenant plus de 500 grammes d'argent aux 100 kilogrammes.

La compagnie du Lyonnais faisait des bénéfices assez importants au moment de la cessation forcée des travaux.

Autres travaux anciens. — Dans plusieurs localités que n'a pas explorées la compagnie du Lyonnais, on distingue les vestiges de fonderies et de travaux de mines très-anciens.

Ainsi, auprès du village de Péchadoire, on trouve des scories ferrugineuses, des traces d'exploitation, les restes d'une fonderie.

A Rosier, l'exploitation récente a fait connaître des vides considérables indiquant des travaux de longue durée : l'époque à laquelle ils ont été faits est incertaine; remontent-ils à la domination romaine, comme semblerait l'indiquer une lampe d'argile trouvée dans les galeries? Doit-on les attribuer seulement au XVIe siècle? C'est une question qu'il est impossible de résoudre aujourd'hui.

Reprise des travaux en 1826. — En 1826, M. de Pontgibaud fait commencer de nouvelles recherches à Pranal, à Barbecot et aux Combres. Les travaux, dirigés par M. Fournet, conduisent à des découvertes assez importantes pour déterminer la construction de la laverie de Barbecot et de l'usine de Pontgibaud.

M. Fournet ne conserve pas longtemps la direction des travaux; il est remplacé par M. Loupot, lequel reste ingénieur jusqu'en 1844.

En 1836, M. de Pontgibaud s'associe à M. Pallu, et deux ans plus tard, en

1838, les mines et usines sont achetées par une société en commandite, formée pour quatre-vingt-dix-neuf ans, sous la raison sociale Alphonse Pallu et Cie.

Cette société subsiste encore maintenant.

Nous distinguerons deux périodes depuis la reprise des travaux, en 1826, jusqu'au moment actuel :

La première, antérieure à la formation de la société;

La seconde, postérieure à cette formation.

Première période. — Pendant la première période, 1826-1838, les fonds étant fournis par une seule personne, les travaux ne sont pas poussés avec une grande activité et ne reçoivent pas un grand développement. Les plus importants sont faits à Pranal et à Barbecot; quelques recherches sont dirigées dans les filons des Combres, mais bientôt suspendues, par raison économique, pour concentrer toutes les ressources disponibles sur les deux points principaux.

Nous ne pouvons pas juger, par la valeur attribuée aux concessions, l'importance des découvertes faites au moment de la constitution de la société en commandite, formée à un capital considérable.

L'insuffisance de la somme (600,000 fr.) affectée aux travaux a été l'une des causes des embarras sérieux dans lesquels la société s'est trouvée plus tard. Ces embarras ont empêché jusqu'à présent de donner à l'exploitation des mines le développement qu'elles méritent.

Seconde période. — Pendant la seconde période, les travaux sont poursuivis activement à Pranal et à Barbecot : on doit lutter contre deux grandes difficultés, l'eau abondante à épuiser, une quantité considérable d'acide carbonique nécessitant une ventilation très-active. On construit des roues hydrauliques pour l'épuisement, l'extraction et la ventilation, et un long canal, pour leur amener les eaux de la Sioule avec des chutes de 5 et 10 mètres.

Le fonds primitif ne suffit pas aux dépenses; les actionnaires, déjà découragés, refusent de venir en aide par de nouveaux versements; on doit contracter, sur hypothèque, un emprunt de 400,000 fr. (1841).

Cette somme permet de continuer les travaux avec activité à Pranal et à Barbecot; on commence les recherches à Rosier. En 1844, des accidents imprévus viennent augmenter, à Pranal et à Barbecot, les difficultés toujours très-grandes dans le commencement des exploitations dans les filons. Le 26 février, une crue subite de la Sioule inonde toute la vallée, enlève la laverie de Pranal, une grande partie de celle de Barbecot, détruit la machine d'extraction de Pranal, dégrade sur une grande longueur le canal des eaux motrices.

A la suite de cette inondation, la mine de Barbecot est provisoirement abandonnée.

Un peu moins d'un an plus tard, la mine de Pranal est complétement noyée, par suite de la négligence du maître mineur, qui ne fait pas réparer en temps utile les boîtes à étoupes des pompes.

Pour faire immédiatement face à ces désastres, il aurait fallu pouvoir disposer de sommes assez fortes.

M. Pallu, ne devant espérer aucun secours de ses actionnaires, se résout à abandonner provisoirement les mines de Pranal et Barbecot, et à porter tous les travaux sur les riches affleurements reconnus à Rosier et Roure [1].

Les fonds nécessaires sont fournis par un nouvel emprunt de 250,000 fr. Avec ce nouveau secours, on construit la maison de direction, on achève la laverie de Rosier, on développe les travaux dans les mines de Rosier et Roure.

Depuis 1844, les frais généraux, singulièrement augmentés par les intérêts et annuités des emprunts, et les développements nécessaires aux travaux des mines et des usines, absorbent toutes les ressources données par les produits importants des mines. Non-seulement les actionnaires ne reçoivent pas de dividendes, mais encore il est impossible de songer à reprendre l'exploitation à Pranal. On ne peut même pas développer autant que cela serait nécessaire les travaux à Roure et à Rosier; depuis peu de temps seulement il est possible d'améliorer et modifier les appareils de la préparation mécanique, et de prendre des dispositions pour réunir à l'usine les approvisionnements de minerais suffisants pour assurer des lits de fusion d'une composition à peu près constante.

Des modifications nombreuses aux appareils de la laverie et de l'usine sont en cours d'exécution, et bientôt, grâce à la richesse des filons de Rosier en profondeur, de nouveaux puits seront foncés, et permettront de développer beaucoup la production.

Ces circonstances, dans lesquelles les travaux ont été commencés et continués, sont très-importantes à connaître.

1. Nous devons faire remarquer que les recherches commencées depuis 1841 à Rosier, pendant que les principaux travaux étaient concentrés à Pranal et Barbecot, ont réellement sauvé la société d'une ruine complète. Sans ces travaux, sans les minerais qu'ils ont permis d'exploiter à peu de frais et rapidement, la production aurait été interrompue pendant un long espace de temps; et les ressources produites par un emprunt nouveau n'auraient pas pu suffire aux dépenses nécessitées par les mines de Pranal. Il aurait fallu reconstruire entièrement la laverie de Barbecot, réparer le canal des eaux motrices, la machine d'extraction de Pranal, et enfin mettre la mine à sec au moyen de pompes auxiliaires.

On peut les résumer ainsi :

Dans la première période, 1826-1838, les fonds sont insuffisants.

Dans la seconde période, 1838-1850, la somme primitive affectée aux travaux devient trop faible par suite des difficultés imprévues et des accidents arrivés dans les exploitations : on doit recourir successivement à deux emprunts, après le refus des actionnaires de venir eux-mêmes en aide à l'entreprise. Les travaux doivent être provisoirement abandonnés à Pranal et à Barbecot : les sommes importantes dépensées pour mettre ces mines en exploitation sont perdues, au moins momentanément : on doit recommencer sur nouveaux frais, à Roure et Rosier, et travaux de mines et laverie. Les frais généraux deviennent très-élevés, on doit continuer les exploitations, les développer, pousser les travaux d'avenir, modifier les anciens appareils, etc., avec les seules ressources fournies par les travaux des mines.

Aperçu géologique. — Le terrain dans lequel se trouvent les filons explorés et exploités dans les environs de Pontgibaud [1] est composé principalement de schistes, de gneiss et de granite. Il est traversé par des éruptions porphyriques, et recouvert en différents points par des nappes de basalte, par des scories et par des coulées de lave sorties des Puys voisins.

On doit remarquer notamment les deux grandes coulées sorties des Puys de Louchadière et de Côme. Elles se réunissent auprès de l'usine de Pontgibaud, et s'avancent ensemble jusqu'à 800 mètres en aval de Péchadoire. La Sioule, auprès de l'usine, coule sur le basalte; on voit cette roche recouverte immédiatement, sur l'une des rives, par la terre végétale, tandis que sur la rive opposée la lave repose sur le basalte.

Les actions volcaniques, jadis si énergiques, ne se manifestent plus, de nos jours, que par des dégagements abondants d'acide carbonique, offrant des difficultés sérieuses à l'exploitation de plusieurs filons.

Les filons métalliques paraissent nombreux; leurs directions se rapprochent en général de N. 15° à 45°, E. à S. 15° à 45° O. Un seul des filons connus jusqu'à présent est à gangue exclusivement quartzeuse : c'est, à vrai dire, un filon de quartz plus ou moins imprégné de galène. Ses affleurements peuvent être suivis à de grandes distances, avec une direction bien constante sur l'heure 1 à 1 1/2 de la boussole.

Pour les autres filons, la gangue est une roche feldspathique peu différente du granite encaissant. Dans les parties voisines de la surface, le granite et la gangue des filons sont altérés, de consistance presque argileuse : à la profondeur de 40 ou 50 mètres, l'altération des roches devient notable après

1. La ville de Pontgibaud est éloignée de 23 kil. de Clermont (Puy-de-Dôme), et placée au pied des Puys, sur la route de Clermont à Limoges.

quelques jours d'exposition au contact de l'air, tandis qu'au moment de l'abatage leur dureté est parfois assez grande. Cette facile altération, sous l'influence des agents atmosphériques, nécessite, dans plusieurs parties des travaux, des boisages assez dispendieux.

Quelques filons renferment de la baryte sulfatée, blanche, lamellaire, parfois bien cristallisée. Ce minéral est abondant seulement près de la surface; il devient plus rare dans la profondeur, et on ne l'a pas encore rencontré à plus de 80 mètres de la surface. Au contraire, le quartz, qui accompagne souvent le minerai, paraît plus abondant à mesure que les travaux descendent à une profondeur plus grande.

La roche feldspathique et quartzeuse, qui s'est montrée jusqu'à présent la gangue la plus générale, contient ordinairement moins de mica que le granite; la distinction est parfois difficile, surtout dans les renflements des filons. Le minerai paraît alors disséminé en veines dans le granite lui-même, plus ou moins altéré.

Dans les parties stériles les filons sont ordinairement bien nettement séparés de la roche encaissante par des sallbandes argileuses, noires, ayant de 2 à 3 centimètres d'épaisseur, et souvent accompagnées de veinules de pyrite arsenicale.

La galène, toujours argentifère, se présente sous un grand nombre d'apparences différentes : elle est tantôt grenue, à grains définis ou à grains d'acier, tantôt lamellaire, tantôt bien nettement cristallisée; la forme la plus ordinaire des cristaux assez petits est le dodécaèdre : presque toujours elle est brillante, quelquefois cependant terne et noire : cette variété s'est souvent montrée très-riche en argent.

La galène forme rarement des zones parallèles aux épontes; elle est ordinairement disséminée dans la gangue en veines, en veinules, ou même en mouches irrégulières. Elle pénètre souvent dans la roche encaissante en veinules et plus rarement en mouches isolées.

La galène des filons explorés jusqu'à présent a présenté une teneur en argent assez élevée, mais très-variable dans les différentes parties des gîtes, le plomb d'œuvre obtenu à l'usine a tenu généralement de 300 à 500 grammes d'argent aux 100 kilogrammes. Nous indiquerons, en décrivant les filons, la teneur en argent de leurs minerais aux différents étages; nous citerons aussi les résultats des essais d'un grand nombre d'échantillons.

La galène est assez fréquemment accompagnée d'un peu de blende et de mouches de pyrite de fer, plus rarement d'un peu de cuivre gris. Dans certaines parties des filons la pyrite de fer est en proportion considérable, mais on peut presque toujours expliquer sa présence par le croisement de filons de pyrite, très-nombreux dans la contrée.

Du côté de la Vernède, les filons de galène, très-riche en argent, présentent comme caractère spécial une gangue de chaux fluatée. Ces filons sont encore peu connus.

Le minerai se trouve dans les filons en colonnes généralement peu étendues en direction, mais bien constantes en profondeur. En direction le minerai ne se poursuit pas ordinairement sur plus de 50 à 60 mètres : cependant quelques colonnes présentent le minerai sur plus de 150 mètres, mais alors avec une puissance très-variable. Les intervalles stériles entre les parties métallifères ont souvent une longueur plus grande que celle des colonnes de minerai.

On peut distinguer encore aux environs de Pontgibaud des filons presque entièrement argileux, ne contenant que très-peu de galène, coupant et rejetant les filons productifs.

Les travaux faits depuis 1826 ne sont pas encore assez développés pour qu'on puisse assigner des lois générales pour les failles, les croisements et les directions correspondantes à de plus grandes richesses en minerai.

Nous nous bornerons à constater pour chaque mine les relations indiquées par les travaux.

Notre mémoire sera divisé en trois parties :

Dans la première nous indiquerons les résultats des recherches faites aux Combres, à Chalusset : nous décrirons les exploitations de Pranal et Barbecot.

La seconde sera consacrée aux mines de Roure et de Rosier, et à la préparation mécanique des minerais.

Dans la troisième nous décrirons le traitement métallurgique.

Nous terminerons le mémoire par l'exposé des travaux d'avenir les plus urgents.

PREMIÈRE PARTIE.

Recherches aux Combres. — Dans la première des deux périodes que nous avons distinguées précédemment, quelques recherches ont été commencées, auprès du moulin des Combres, sur des affleurements quartzeux et pyriteux, riches en galène.

Elles n'ont pas été poussées avec assez de persévérance pour donner des résultats certains.

En 1827-28, on a foncé, sur les bords de la Sioule, trois puits très-rapprochés et profonds de 12 mètres seulement dans un filon dirigé sur l'heure 1, et dans lequel des travaux anciens ont été faits à une époque maintenant inconnue. Les recherches faites par M. de Pontgibaud ont rencontré de la galène riche en argent, accompagnée de blende et de pyrite de fer. Les travaux ont été abandonnés par suite de la nécessité de concentrer les ressources pécuniaires à Pranal et Barbecot.

De sérieuses recherches dans cette localité conduiraient, très-probablement, à d'importantes découvertes; la position financière de la société en commandite n'a pas encore permis de les entreprendre.

Nous devons dire, comme renseignement utile, que l'acide carbonique sera probablement aussi abondant aux Combres que dans les mines de Pranal et Barbecot.

Recherches a Chalusset. — En 1846, des travaux (en galerie) faits à une petite distance du village de Chalusset, dans un filon dirigé sur l'heure 3, ont rencontré de la galène argentifère d'une richesse en argent très-variable. Près de l'entrée de la galerie de recherche, la galène s'est présentée cristallisée en cubes bien définis; elle donnait du plomb d'œuvre tenant plus de 800 grammes d'argent aux 100 kil. : à 15 mètres de l'orifice de la galerie, la richesse du plomb est tombée à 350 grammes d'argent aux 100 kil., un peu plus loin la galerie de recherche a rencontré le basalte.

Il aurait fallu, pour continuer l'exploration des filons, foncer un puits assez profond, établir à la surface des machines d'épuisement, d'extraction et de ventilation, c'est-à-dire créer à Chalusset un nouveau centre d'exploitation. Ces dépenses étaient au-dessus des forces de la compagnie; les recherches ont dû être abandonnées.

D'autres travaux ont été poussés dans les environs des Combres et de Chalusset sur des affleurements de filons. Tous ont rencontré de la galène riche en argent; mais aussi, par suite de la configuration des terrains, les galeries, poussées à une faible profondeur au-dessous de la surface, ont été arrêtées promptement par les basaltes. Dans tous les filons les recherches auraient nécessité des puits assez profonds.

Dans toute cette partie des bords de la Sioule, de Barbecot jusqu'au-delà des Combres, les basaltes sont très-abondants : il est probable que, si plus tard des travaux d'exploitation sont dirigés dans les filons, ils rencontreront des dégagements abondants d'acide carbonique.

Nous placerons ici une remarque, qui plus tard sera sans doute intéressante au point de vue géologique, quand des observations plus nombreuses auront été faites. Dans plusieurs galeries de recherche on a trouvé les filons arrêtés brusquement par des nappes de basalte; nulle part on n'a pu constater la moindre altération au contact du basalte, ni dans la galène ni dans la gangue des filons.

Cette observation tendrait à faire considérer les filons comme postérieurs aux basaltes.

PRANAL. — La mine de Pranal est située sur les bords de la Sioule, à 6 kilomètres environ au N.-N.-O. de Pontgibaud.

Le terrain de gneiss et granite est recouvert sur la rive gauche de nappes de basaltes, tandis que sur la rive droite on peut observer plusieurs masses de porphyre. La mine est complétement noyée depuis 1844, mais l'un de nous a pu visiter en détail tous les travaux faits avant l'interruption.

Un atelier de préparation mécanique avait été construit sur la rive droite de la Sioule par M. Fournet, dans le commencement des travaux; il n'en reste plus maintenant que des débris.

Sur la rive gauche est foncé le puits Saint-Martin, profond de 80 mètres. Il est recouvert par un beau bâtiment, renfermant les appareils suivants :

1° Une roue hydraulique en dessus, de la force de 25 à 30 chevaux, qui servait autrefois de moteur aux pompes installées dans le puits; elle a seulement 8 mètres de diamètre;

2° Une petite roue de 3 mètres, pour le ventilateur;

3° Une roue de 4 mètres, pour l'extraction;

4° Les balanciers des pompes, les tambours d'extraction, la machine servant à la ventilation.

L'eau est amenée aux trois roues hydrauliques par un canal long de 2,275 mètres, commençant à 670 mètres au-dessus de Barbecot. La chute est de 10 mètres; elle n'est pas complétement utilisée par les roues existantes. En élargissant le canal des eaux motrices, en construisant des roues conve-

nables, on pourrait se procurer à Pranal une force hydraulique bien suffisante pour assurer l'épuisement, l'extraction et la ventilation, dans le cas même d'un grand développement donné aux travaux.

Les pompes à pistons pleins placées dans les puits, noyées depuis plus de cinq ans dans des eaux acidulées, sont probablement en assez mauvais état. Leur disposition est représentée sur la *Planche XXV*, *fig.* 3, 4, 5, 6, 7, 8. Les *fig.* 3, 4 représentent les élévations et la coupe verticale des pompes ; la *fig.* 5 est le plan indiquant la position des deux corps de pompe et des deux tuyaux d'ascension de l'eau; les *fig.* 6, 7 représentent le plan et l'élévation de l'un des balanciers, transmettant le mouvement de la roue hydraulique à la tige d'un des pistons; la *fig.* 8 se rapporte à un détail d'assemblage de la tige.

Chaque corps de pompe porte deux boîtes à étoupes; la boîte supérieure est traversée par la tige du piston, la boîte inférieure par le piston lui-même.

Quand des circonstances financières plus favorables permettront la reprise de l'exploitation à Pranal, on se propose d'introduire dans les tuyaux d'ascension des pistons creux à soupapes. On espère pouvoir par ce moyen faire baisser les eaux jusqu'aux anciennes pompes, et réparer ces dernières sans avoir recours à des pompes auxiliaires : mais il faut pour cela que les tuyaux soient encore en bon état, ce qui est douteux [1].

L'eau s'élève maintenant jusqu'à l'orifice des puits; elle est acide et donne sur le sol un dépôt ferrugineux abondant.

L'acide carbonique vient constamment se dégager à la surface en bulles nombreuses, et produit par intervalles une véritable ébullition. Le bouillonnement est surtout violent, quand par curiosité on met les pompes en mouvement; quelquefois le dégagement d'acide carbonique donne lieu à des explosions qui projettent de grandes masses d'eau jusqu'à plus de 10 mètres de hauteur. Une de ces explosions a soulevé la toiture du bâtiment, cependant fort élevée au-dessus du puits. On peut les expliquer assez facilement : le gaz se réunit progressivement à la partie supérieure des excavations, faites à une certaine distance du puits pour l'exploitation du minerai, refoule l'eau peu à peu à mesure que sa masse et sa tension augmentent, pénètre enfin dans le puits et s'élève en soulevant une certaine masse d'eau.

Au moment de ces dégagements abondants, le gaz se répand jusqu'à une certaine distance dans la vallée, et forme, quand l'air n'est pas agité, une

1. Il est probable que les tuyaux n'ont pu résister à l'action des eaux chargées d'acide carbonique. En effet, un morceau de fonte, plongé dans ces eaux pendant un an, présente une altération profonde : la fonte devient, sur plus d'un centimètre d'épaisseur, assez tendre pour être coupée au couteau.

couche de plusieurs décimètres de hauteur. Ce phénomène a causé déjà plusieurs accidents : il y a deux ans, à la suite d'un dégagement assez violent d'acide on a trouvé un cheval mort asphyxié dans son écurie, distante cependant de plus de 100 mètres du puits.

TRAVAUX FAITS SUR LA RIVE GAUCHE DE LA SIOULE. — Les travaux ont été commencés à Pranal en 1829, sous la direction de M. Fournet, par une galerie placée au-dessus du niveau des plus hautes eaux de la Sioule. Cette galerie a servi à reconnaître un filon dirigé sur l'heure 3 (filon Henri), *Pl. XXV*, plongeant vers l'Est sous un angle d'environ 75°, indiqué à la surface par un affleurement ferrugineux. Auprès de cette galerie on a foncé plus tard le puits Saint-Martin, jusqu'à la profondeur de 80 mètres, et dirigé, tant près du jour qu'au fond du puits, des travaux d'exploration et d'exploitation.

La galerie supérieure, qui maintenant porte le nom de galerie d'écoulement, a été prolongée dans le filon et vers le Sud, sur une longueur de plus de 300 mètres (voir *Pl. XXV*, *fig.* 1), à peu de distance au-dessous du basalte, et jusqu'au point où le filon est coupé par cette roche. Elle a rencontré plusieurs veinules de galène, assez irrégulières et trop peu puissantes pour être exploitables.

Des recherches en profondeur, à 18 mètres au-dessous de la galerie, ont indiqué un accroissement notable dans la puissance des veinules, et le minerai s'est montré presque exploitable sur une longueur de 50 mètres. On ne peut donc pas dire que le filon exploré par cette galerie est stérile : sa gangue est principalement feldspathique et facilement altérable à l'air.

Au niveau de 70 mètres on a suivi le même filon dirigé sur l'heure 3 ; on a trouvé les mêmes caractères que dans la galerie d'écoulement. Le filon est composé d'une roche feldspathique moins altérable qu'au niveau supérieur, et dans laquelle sont disséminées des mouches et des veinules de galène. A ce niveau, on a poussé la reconnaissance à l'Ouest sous la Sioule sans résultat favorable.

La galerie d'écoulement a rencontré trois filons métallifères, coupés et rejetés de quelques mètres par le croiseur (filon Henri) : on les a reconnus également au niveau de 70 mètres au fond du puits Saint-Martin.

Les travaux faits dans ces trois filons, au niveau de la galerie d'écoulement et à la profondeur de 70 mètres, suffisent pour les définir complétement, bien qu'on ne les ait suivis que vers le Sud du croiseur.

Les trois filons sont dirigés vers l'heure 1 2/3 ; ils sont presque parallèles et coupés par le croiseur sous un angle très-aigu : leurs parties inexplorées, au Nord du croiseur, sont rejetées vers l'Est.

SAINT-ARMAND. — Le premier filon, Saint-Armand, a été suivi vers le Sud, au niveau supérieur, sur 350 mètres environ : il s'est montré productif pen-

dant 150 mètres, et n'a plus présenté ensuite que des parties argileuses et stériles; les travaux ont été arrêtés, à cette longueur de 350 mètres, dans un renflement argileux complétement stérile.

Au niveau inférieur, le même filon a été reconnu sur une longueur de 50 mètres au Sud du croiseur; il s'est montré métallifère dans toute cette étendue : ces travaux ont été interrompus par l'inondation de 1844.

Le minerai a été exploité dans le Saint-Armand, au-dessus et en contre-bas de la galerie d'écoulement, et au-dessus du niveau inférieur : ces travaux ont donné du minerai très-pur, riche en plomb et en argent. Le mètre cube en place a rendu, terme moyen, 200 kilog. de schlich, donnant à l'essai 60 p. 100 de plomb : le plomb d'œuvre tenait environ 200 grammes d'argent aux 100 kilog.

Saint-Félix. *Pl. XXV.* — On a suivi vers le Sud le second filon croisé, Saint-Félix, seulement pendant 60 mètres. Il s'est montré métallifère sur toute cette longueur, très-régulier dans son allure, mais en même temps assez dur : on a exploité au-dessous du niveau; le mètre cube en place a rendu environ 200 kilog. de schlich, donnant à l'essai 50 p. 100 de plomb.

Le minerai du Saint-Félix était notablement moins argentifère que celui du Saint-Armand; on n'a pas estimé à plus de 150 grammes aux 100 kilogrammes la teneur en argent du plomb d'œuvre.

Au niveau inférieur, le Saint-Félix n'a pas été suivi vers le Sud du croiseur; on l'a seulement bien reconnu, on a vérifié qu'il renfermait de la galène comme au niveau supérieur. On a pu reconnaître aussi, vers le Nord du croiseur, la partie du Saint-Félix rejetée vers l'Est, et constater que le rejet est seulement de quelques mètres. Cette observation est d'une grande importance; elle apprend à l'ingénieur qui sera chargé de la reprise des travaux à Pranal, de quel côté il devra rechercher les parties des filons métallifères rejetés par le croiseur stérile, alors que les parois des galeries antérieures, altérées par une longue immersion sous les eaux, ne donneront plus aucune indication apparente.

Amantine. *Pl. XXV.* — Le troisième filon, Amantine, reconnu au niveau supérieur par la galerie d'écoulement, a été suivi vers le Sud du croiseur sur une longueur de plus de 100 mètres; il a donné du minerai sur 80 mètres environ. La galène s'est présentée en veines puissantes et bien continues; l'exploitation, poussée en profondeur jusqu'à 30 mètres au contre-bas du niveau d'écoulement, a donné, par mètre cube en place, 600, 700 et même 800 kilog. de schlich, rendant à l'essai 50 p. 100 de plomb. La richesse en argent a été évaluée à 350 grammes d'argent pour 100 kilog. de plomb d'œuvre.

Nous devons remarquer, à côté de ces résultats favorables, que le minerai a paru diminuer notablement de puissance à la profondeur de 30 mètres : la baryte sulfatée s'est présentée plus abondante. On doit considérer cet appauvrissement relatif comme accidentel, d'autant plus que le filon parallèle, le Saint-Armand, a présenté la même diminution de richesse vers la profondeur de 30 mètres, et qu'au niveau de 70 mètres ce filon était au moins aussi riche en minerai qu'au niveau de la galerie d'écoulement.

On venait de recouper, au niveau inférieur, une veine de minerai dans la position probable de l'Amantine, quand la mine a été noyée en 1844. On avait commencé à cette même époque une galerie dans la roche, qui partant du Saint-Armand devait couper le Saint-Félix et l'Amantine à 50 mètres environ du croiseur. Cette galerie aurait été très-importante pour la reconnaissance des filons eux-mêmes et des veines latérales, s'il en existe.

Les filons explorés à Pranal sont bien distincts de la roche encaissante, et présentent une régularité qui ne se retrouve pas dans les filons reconnus à Roure et Rosier ; mais en même temps la roche est bien plus dure à l'abatage : ainsi dans plusieurs galeries en filons on a donné le mètre courant à 60 francs pour la main-d'œuvre seulement, tandis qu'à Roure et Rosier les prix faits n'ont pas dépassé 40 francs par mètre.

L'exploitation à Pranal a présenté deux difficultés assez graves, résultant toutes deux de l'affluence des eaux chargées d'acide carbonique. Dans les derniers temps des travaux, en 1844, il fallait épuiser 3,000 mètres cubes d'eau en vingt-quatre heures, et maintenir dans les galeries un courant d'air très-actif, au moyen d'une machine spéciale. La roue hydraulique affectée à l'épuisement était tout au plus suffisante pour élever cette quantité d'eau, et n'aurait pas été assez forte si on avait voulu porter les travaux à une plus grande profondeur. Les dispositions d'aérage devaient être faites avec autant de soin que dans les mines de houille infestées par le grisou.

Des affleurements constatés sur les bords de la Sioule indiquent que les filons métallifères sont très-nombreux dans la contrée de Pranal ; on n'a pu faire jusqu'à présent qu'un très-petit nombre de recherches : nous citerons un filon parallèle au croiseur sur l'heure 3, filon de la Fontaine (*Pl. XXV, fig. 1*), éloigné seulement d'une cinquantaine de mètres vers le Sud, et dans lequel on a dirigé une galerie longue de 50 mètres. On a constaté une grande analogie avec le filon de la galerie d'écoulement. Dans la partie explorée, le mètre cube en place a rendu 50 à 60 kilog. de schlich. Ce travail, fait également sur la rive gauche de la Sioule, n'a pas été poursuivi assez loin pour faire connaître la relation qui doit exister entre ce filon et ceux plus riches en minerai, explorés par le puits Saint-Martin et par la galerie d'écoulement.

Travaux faits sur la rive droite de la Sioule. *Pl. XXV, fig. 1.* — Sur la

rive droite de la Sioule on a reconnu, par une galerie longue de 200 mètres, le prolongement vers le N.-E du croiseur sur l'heure 3, exploré sur la rive gauche.

La galerie dite galerie du Chalard n'a rencontré que des mouches de minerai.

Le filon est donc maintenant exploré sur plus de 500 mètres, et ne présente de la galène en quantité un peu notable qu'auprès du puits Saint-Martin, et sur une longueur d'environ 50 mètres.

Une petite galerie de recherche, longue seulement de 30 mètres, a été faite sur un affleurement dirigé sur l'heure 3, et sur la rive droite de la Sioule. On a reconnu un filon fort analogue au croiseur, et présentant comme lui des veinules de minerai. Cette recherche a été promptement abandonnée.

Les travaux que nous venons d'indiquer ne sont pas suffisants pour faire connaître la disposition des filons dans la région de Pranal; il nous paraît cependant utile de rappeler que des deux directions reconnues jusqu'à présent, une seule, heure 1 à 2, répond à une véritable richesse en minerai : la direction heure 3 paraît être celle de filons croiseurs, sinon tout à fait stériles, au moins inexploitables. En décrivant les mines de Roure et de Rosier, nous aurons occasion d'indiquer une disposition assez différente pour les filons.

Résumé. — On peut résumer en peu de mots les résultats des recherches et de l'exploitation à Pranal.

On a reconnu par des galeries, sur la rive droite et sur la rive gauche de la Sioule, plusieurs filons parallèles dirigés sur l'heure 3. Un seul a été suivi sur 500 mètres de longueur : il s'est montré inexploitable. Exploré à la profondeur de 70 mètres, il a présenté le même caractère de pauvreté. Ce filon coupe et rejette trois filons riches en galène argentifère, à peu près parallèles, dirigés sur l'heure (1 à 2). Ces filons ont été partiellement exploités en contrebas de la galerie d'écoulement; au niveau de 70 mètres ils ont été reconnus, mais à peine explorés; un de ces filons, Amantine, a présenté de beaux massifs de minerai.

L'acide carbonique et l'eau ont été très-abondants.

En présence de cette véritable richesse constatée à Pranal, il doit paraître singulier que les travaux n'aient pas encore été repris. Nous rappellerons à ce sujet ce que nous avons déjà dit précédemment. La reprise de Pranal entraîne nécessairement :

L'élargissement du canal des eaux motrices et la construction de nouvelles roues hydrauliques ;

L'épuisement des eaux au moyen de pompes auxiliaires, et probablement la réinstallation complète du système d'épuisement ;

La construction d'une laverie spéciale, attendu que la plus grande partie du

minerai produit aura toujours besoin d'être soumise à la préparation mécanique. La laverie ne peut guère être établie que devant Barbecot ; ce qui exige la réparation du chemin de fer qui existait avant 1844.

Il faudrait en outre un ingénieur spécial et des contre-maîtres pour la mine et pour la laverie.

Ces travaux exigeraient des sommes assez fortes et supérieures aux ressources dont la Société a pu disposer jusqu'à présent.

Les minerais extraits à Pranal subissaient un premier triage dans un atelier construit auprès du puits ; ils étaient ensuite transportés à la laverie de Barbecot, sur un chemin de fer long de 1,200 mètres.

Filons affleurant entre Pranal et Barbecot. — On observe, auprès de ce chemin et le long du canal des eaux motrices, les affleurements d'une dizaine de filons, dans lesquels aucune recherche n'a été dirigée. On avait formé le projet (avant 1844 bien entendu) de réunir par une galerie de traverse, à la profondeur de 80 mètres, les puits de Pranal et Barbecot. Cette galerie aurait été d'une grande importance ; elle aurait fait reconnaître les filons affleurant au jour, et permis de les explorer à une profondeur convenable. L'exécution de ce grand projet est maintenant forcément ajournée jusqu'après la reprise de l'exploitation à Pranal.

On peut être d'avance bien certain de rencontrer dans tous les filons affleurant sur les bords de la Sioule entre Pranal et Barbecot une grande affluence d'acide carbonique ; on voit ce gaz se dégager constamment en bulles plus ou moins nombreuses, dans la Sioule et en plusieurs points du canal.

Barbecot. *Pl. XXVI.* — La mine de Barbecot est située, comme celle de Pranal, sur les bords de la Sioule ; une route assez bonne conduit à l'usine ; sa distance ne dépasse pas 5 kilomètres.

Les travaux, abandonnés à la fin du siècle dernier, ont été repris vers 1830 par M. de Pontgibaud : on a réparé l'ancienne galerie d'écoulement, enlevé quelques colonnes de minerais encore en place ; puis on est descendu au-dessous de ce niveau par quatre puits profonds de 7 à 8 mètres, et foncés dans la galène. L'abondance de l'acide carbonique et la mauvaise disposition donnée à l'aérage ont empêché la continuation de ces travaux en profondeur

On a poursuivi les recherches en direction, en prolongeant vers le Nord la galerie d'écoulement jusqu'à la longueur totale de 500 mètres ; mais on n'a pas rencontré de colonne de minerai aussi riche que celle exploitée anciennement, et dans laquelle les premiers travaux avaient été faits en 1830. On n'a trouvé que des veinules de galène, trop irrégulières et trop peu puissantes pour être exploitables.

Il n'est pas étonnant qu'on ait continué cette recherche avec tant de persé-

vérance : les indices de minerai, rencontrés presque à chaque instant, faisaient sans cesse concevoir l'espérance d'une nouvelle colonne analogue à celle exploitée anciennement. Une pareille colonne aurait donné de magnifiques résultats, la surface du terrain, à cette distance de la Sioule, étant élevée d'au moins 200 mètres au-dessus du niveau de la galerie. Il n'est pas certain pour nous qu'en reprenant le travail en direction vers le Nord, on ait bien suivi le même filon ; il est possible qu'après avoir été dérangé par un accident de terrain on ait porté les travaux dans un filon différent. Nous fondons cette hypothèse sur des différences notables dans la nature de la gangue, à l'entrée et vers le Nord de la galerie, et dans la richesse en argent de la galène. Vers le Nord la gangue est beaucoup plus quartzeuse et barytique, et la galène beaucoup moins argentifère.

Ainsi, la galène exploitée vers 1789 et en 1830, donnait du plomb d'œuvre riche à 300 et 400 grammes d'argent aux 100 kilog. ; quelques échantillons essayés au laboratoire ont donné du plomb d'œuvre à 500 et jusqu'à 700 grammes d'argent ; au contraire, la galène provenant de l'extrémité de la galerie a toujours rendu à l'essai du plomb d'œuvre, tenant au plus 70 à 80 grammes d'argent.

Tous ces travaux ont été faits sur la rive droite de la Sioule [1]. Sur la rive gauche on a foncé le puits Sainte-Barbe jusqu'à la profondeur de 30 mètres, et commencé une traverse pour rejoindre la colonne de minerai reconnue par la galerie d'écoulement (voir *fig.* 1, *Pl. XXVI*). Ces travaux ont été gênés par l'acide carbonique. On n'a pas cherché à les reprendre depuis l'abandon de la mine de Pranal en 1844.

Les renseignements qui précèdent nous ont été donnés par le maître mineur et par les ouvriers qui ont travaillé à Barbecot depuis 1830. Nous n'avons pu nous-mêmes pénétrer dans aucune partie des travaux.

Batiments. — On a fait depuis 1830 des dépenses assez grandes pour mettre la mine en exploitation : un beau bâtiment construit au-dessus du puits Sainte-Barbe renferme :

1° Un ventilateur pour l'aérage ;

2° Un tambour pour l'extraction ;

3° Une belle roue hydraulique, à laquelle l'eau motrice est amenée par un canal long de 670 mètres. La force dont on peut disposer est plus que suffisante pour des travaux assez développés à une profondeur de 40 à 50 mètres. On peut l'augmenter en élargissant le canal.

Devant le bâtiment se trouve un emplacement très-convenable pour une

1. Les *fig.* 1, 2, *Pl. XXVI*, indiquent les travaux faits à Barbecot et la disposition du terrain. Les parties hachées ont été enlevées.

grande laverie : M. Fournet l'avait utilisé pour la préparation mécanique des minerais extraits à Pranal et Barbecot. La plus grande partie des constructions a été enlevée par l'inondation de la Sioule.

Quand les circonstances permettront la reprise des exploitations de Pranal et Barbecot, il faudra construire sur cet emplacement une laverie entièrement nouvelle, les appareils subsistant encore des ateliers de M. Fournet ne pouvant être convenablement utilisés.

Afin de mettre en évidence la perte causée à la Société par les accidents qui ont déterminé, en 1844, l'abandon des mines de Pranal et de Barbecot, nous allons faire connaître les dépenses principales de la mise en exploitation, dépenses devenues tout d'un coup improductives, sinon pour l'avenir, au moins momentanément, et dont une grande partie sera certainement perdue pour toujours.

Dépenses principales. — Ces dépenses se divisent ainsi :

	PRANAL.	BARBECOT.
	fr.	fr.
Bâtiments	14.846,53	16.487,39
Machines et canaux	81.382,14	22.829,62
Canal de Barbecot à Pranal	71.555,96	»
Chemin de fer	16.350,15	»
Machine sur le puits, à Barbecot	»	66.249,36
Chemins de fer, en galeries	8.494,25	5.235,60
Puits Sainte-Barbe, Saint-Martin	33.598,88	18.471,73
Traverses	13.593,16	»
Entretiens divers (depuis 1842)	9.393,70	7.625,65
	249.214,77	136.899,35

Ainsi, sans compter les frais d'exploitation, de lavage, roulage, etc., on avait dépensé 386,114f,12. Cette somme paraît considérable, surtout quand on la compare au capital de 600,000 francs, affecté aux travaux lors de la constitution de la Société.

SECONDE PARTIE.

Mines de Roure et Rosier. — Laverie de Rosier.

Les mines de Roure et Rosier, très-voisines, situées dans la même concession, sont éloignées de Pontgibaud d'environ 8 kilomètres. Les minerais

extraits dans les deux mines en exploitation sont préparés dans le même atelier, qui porte le nom de Laverie de Rosier.

Le transport des minerais à l'usine a été fait, jusqu'à la fin de 1849, par des chemins de traverse, mauvais pendant l'été, impraticables pendant l'hiver, rejoignant à moitié chemin de l'usine la grande route de Riom à Rochefort. On a pu réaliser depuis un an une économie très-grande sur les transports, par l'ouverture d'un chemin direct de la laverie à la grande route, long de 1,500 mètres et présentant une pente à peu près constante de 3 pour 100.

Bien des économies plus importantes encore pourraient être apportées dans les frais d'exploitation, si les circonstances financières permettaient de faire les dépenses reconnues depuis longtemps nécessaires. Ces considérations se rapportent à un sujet que M. Pallu doit traiter en détail dans un prochain mémoire.

Vieille mine de Roure. *Pl. XXIV.* — A côté des deux mines exploitées depuis 1842, Roure et Rosier, se trouvent des travaux anciens, qui paraissent avoir été fort étendus. Quelques-uns remontent à une époque très-reculée, mais inconnue maintenant ; les autres ont été faits de 1781 à 1792 ; on les désigne sous le nom de vieille mine de Roure ; on ne les a pas explorés depuis 1792, mais des documents précis permettent d'en apprécier l'importance.

Les travaux ont été commencés à un kilomètre environ à l'Ouest du village de Roure, dans un filon dirigé sur l'heure 1 1/2, plongeant à l'Est sous un angle voisin de 90°.

Le filon a été exploré par une galerie (au niveau de la vallée) dirigée vers le Nord. Elle a 225 mètres de longueur et traverse entièrement une petite colline composée de gneiss et granite.

Le filon est composé de quartz saccharoïde très-dur, puissant de plusieurs mètres, et renfermant des mouches de galène assez nombreuses. C'est ce même filon de quartz dont nous avons déjà parlé et dont les affleurements peuvent être suivis à une grande distance.

La galène disséminée dans le quartz ne s'est montrée que rarement exploitable ; mais au mur et au toit du filon se trouvent des veines assez irrégulières, renfermant en plusieurs points des masses assez grandes de minerai. La galerie d'exploration n'a pas été faite dans le filon lui-même, mais bien au mur, dans une veine latérale métallifère. A 70 mètres de l'orifice de la galerie, le minerai s'est montré disséminé sur 3 à 5 mètres de puissance dans la roche gneissique altérée, et a présenté les caractères d'un stockwerk. On a tout exploité au-dessus de la galerie : les vides très-étendus qui existent encore indiquent qu'on a enlevé en ce point une masse de minerai considérable. On est descendu par des puits jusqu'à 35 mètres au-dessous du niveau de la ga-

lerie; le minerai se présentait à cette profondeur avec les mêmes caractères qu'à la partie supérieure.

Ce renflement considérable ne s'est continué en direction que pendant 25 à 30 mètres; au-delà vers le Nord, la galerie n'a pas rencontré de minerai abondant.

Nous ne pouvons pas expliquer la relation existante entre ce gîte et le filon lui-même : on peut le considérer comme un renflement d'une veine détachée; ou bien admettre qu'il appartient à un filon, coupé sous un angle très-aigu, et rejeté par le filon de quartz. Cette relation sera mise en évidence par des travaux ultérieurs, faits à une profondeur convenable.

Les travaux, plus anciens que ceux de la vieille mine de Roure, ont été faits au Sud de la galerie précédente. Des débris nombreux de roches quartzeuses et feldspathiques, imprégnées de galène argentifère, des affaissements de terrain, indiquent une exploitation assez étendue. Mais aucun document, aucune tradition ne permettent de conjecturer l'âge et l'importance de ces travaux. Ils sont indiqués en *a*, *Pl. XXIV*, *fig.* 1.

Mine de Roure. Pl. XXIV, fig. 1, 2. — La nouvelle mine de Roure est située auprès du ruisseau des Sauzes, au-dessous de la vieille mine et à une petite distance du village. Les travaux ont été commencés en 1842, dans des circonstances assez singulières, mais dont nous ne pensons pas devoir rendre compte, par un puits de recherche foncé sur un affleurement très-riche en minerai. La société en commandite a continué les recherches par le même puits, qui plus tard a été transformé en puits d'extraction, malgré sa position défavorable dans le minerai.

On a successivement installé sur le puits un treuil, un manége, et enfin une machine de seize chevaux, à mesure que les travaux ont pris un plus grand développement. L'épuisement des eaux, opéré d'abord par des tonnes, est fait maintenant par une petite pompe, mise en mouvement par la machine à vapeur.

Puits Sainte-Marie. — Le puits, désigné sous le nom de puits Sainte-Marie, est foncé maintenant jusqu'à la profondeur de 98 mètres : cette hauteur est divisée en huit étages d'exploitation : nous indiquerons tout à l'heure les résultats obtenus par les travaux. Le puits est seulement boisé : sa position dans le minerai est très-défavorable et rend très-dispendieux l'entretien des boisages. On a depuis longtemps le projet de foncer un puits d'extraction en dehors des filons, dans une roche plus solide, en même temps qu'un puits spécial, placé entre les deux mines Roure et Rosier, servirait à l'épuisement des eaux. On ne peut encore prévoir à quelle époque les ressources financières de la Société lui permettront de faire ces dépenses bien nécessaires. Pour justifier le puits actuel, comme puits d'extraction et d'épuisement, il suffit de

faire remarquer qu'après l'abandon forcé de Pranal et Barbecot, avec la nécessité de produire du minerai rapidement et économiquement, le puits Sainte-Marie, foncé en recherche dans le minerai, satisfaisait aux conditions les plus impérieuses.

Disposition des filons. — Les travaux faits jusqu'à présent à Roure ont indiqué deux filons désignés sous le nom de filon n° 1 ou Saint-Georges, et filon n° 3. Le dernier se fait remarquer par une assez grande régularité ; il coupe le Saint-Georges sous un angle très-aigu, et le rejette d'une quantité encore inconnue maintenant. Nous allons indiquer les caractères généraux de ces deux filons.

Filon n° 3. — Le filon n° 3 est dirigé sur l'heure 1; il est presque vertical à la profondeur de 60 mètres, mais, près de la surface, il plonge vers l'Ouest, sous un angle voisin de 80°. Le filon est composé d'une roche feldspathique, ne différant du granite encaissant que par une proportion moindre de mica et par l'aspect saccharoïde du quartz.

Près de la surface, et jusqu'à une certaine profondeur, la baryte sulfatée blanche, lamellaire, s'est montrée très-abondante ; ce minéral est remplacé de plus en plus, dans la profondeur, par le quartz saccharoïde, et disparaît complétement entre le septième et le huitième étage d'exploitation. Le remplacement de la baryte sulfatée par le quartz, à une certaine profondeur, n'est pas un fait particulier aux mines de Pontgibaud ; on l'a déjà observé dans presque tous les filons de galène barytique aux affleurements, en Allemagne et même en France.

Dans les parties métallifères, le filon n° 3 n'est pas nettement séparé du granite encaissant ; au contraire, dans les parties stériles, il présente des salbandes d'argile noire qui permettent de le suivre avec certitude. La puissance du filon est généralement comprise entre $0^{m},70$ et $0^{m},80$, et ne présente pas de grandes variations.

L'exploitation n'a fait connaître qu'un seul accident un peu remarquable : à une petite distance au Sud du puits Sainte-Marie, le terrain encaissant et le filon lui-même sont comme broyés sur une longueur de 8 à 15 mètres en direction, et 2 à 3 mètres en épaisseur. Du sable et des cailloux roulés ont pénétré de la surface dans cette brisure jusqu'à la profondeur du huitième étage, à laquelle les travaux sont descendus maintenant. A cet accident répond, à la hauteur du sixième étage, un changement brusque dans l'inclinaison du filon. Sur 25 mètres environ en direction, le filon plonge à l'Ouest de 45° seulement. En hauteur, l'inclinaison de 45° ne persiste que pendant 5 à 6 mètres.

La galène se présente dans le filon n° 3 en veines ou en veinules, ordinaire-

ment accompagnées de baryte sulfatée ou de quartz saccharoïde, et très-rarement en mouches irrégulièrement disséminées dans la gangue.

La galène est connue en direction sur une longueur de 70 à 80 mètres avec une puissance assez variable : l'épaisseur réduite du minerai varie entre 15 et 30 centimètres.

L'exploitation a donné principalement du minerai de bocard, et en général de 200 à 500 kilogrammes de schlich propre au traitement métallurgique, par mètre cube en place. Dans quelques parties cependant les veines de minerai ont présenté une grande puissance ; on a obtenu de la galène massive, et retiré du mètre cube jusqu'à 900 kilogrammes de minerai bon à fondre.

La pyrite de fer, assez abondante dans plusieurs filons de Roure et Rosier, ne forme que des mouches isolées dans le minerai du filon n° 3. La blende est aussi très-rare.

La richesse en argent de la galène s'est montrée assez variable avec la profondeur. Ainsi, le minerai exploité au-dessus du quatrième niveau, c'est-à-dire jusqu'à la profondeur d'environ 34 mètres, a donné du plomb d'œuvre tenant de 400 à 500 grammes d'argent aux 100 kilogrammes. Aux cinquième et sixième niveaux, on a obtenu du plomb à 250 ou 300 grammes au plus ; le minerai du septième étage a donné de nouveau du plomb riche à 400 grammes. Le huitième niveau n'est encore que commencé ; cependant il est probable qu'il donnera de la galène riche en argent ; car plusieurs échantillons, essayés au laboratoire, ont rendu du plomb riche à plus de 500 grammes d'argent aux 100 kilogrammes.

Filon Saint-Georges ou n° 1. — Le puits Sainte-Marie a été foncé dans du minerai affleurant au jour, et appartenant à un filon, ou mieux un ensemble de veines, désigné sous le nom de filon Saint-Georges ou n° 1. Les travaux ont été faits principalement au Sud du croisement du filon n° 3 et du Saint-Georges ; en sorte que la relation de ces deux gîtes est maintenant encore un peu obscure.

Le filon Saint-Georges est dirigé sur l'heure 3, et plonge à l'Est sous un angle voisin de 80°. La direction change progressivement à l'approche du n° 3, et tend à devenir heure 1, comme celle de ce filon. Cette circonstance a fait considérer, dans le principe, le Saint-Georges comme une veine détachée du n° 3 ; mais en étudiant de plus près la disposition des deux gîtes, en faisant attention à la continuité du Saint-Georges vers le Sud, on peut se convaincre que ce sont réellement deux filons distincts, et que le Saint-Georges est coupé et rejeté par le filon n° 3. La ligne irrégulière d'intersection doit être inclinée vers le Sud de 55 à 60°.

On n'a pas reconnu jusqu'à présent la partie du filon Saint-Georges au Nord

du croisement; on peut même dire qu'on ne l'a pas sérieusement recherchée, par suite de l'idée préconçue que le Saint-Georges était une simple veine détachée du n° 3. Il faut remarquer aussi que les deux filons étant à peu près stériles à leur croisement, on n'a fait de ce côté qu'un très-petit nombre de galeries. On peut cependant indiquer, presque avec certitude, la position de cette partie méridionale, en observant :

1° Que le Saint-Georges est accompagné de veines de pyrite de fer, tandis que ce minéral ne se présente qu'en mouches isolées dans le filon n° 3;

2° Que dans le filon n° 3 on observe des veines de pyrite de fer, en deux points peu distants, pénétrant dans le filon, pour ainsi dire, en sens contraires : l'un de ces points répond au croisement de la partie méridionale bien connue du Saint-Georges. L'autre point a été observé à quelques mètres au Sud du premier.

Ce second point est sans doute l'indication de la partie inconnue du Saint-Georges, laquelle se trouve ainsi, *relativement*, au sud de la partie méridionale.

La question, du reste, sera bientôt résolue par les travaux commencés au huitième étage.

L'exploitation de l'étage supérieur du Saint-Georges a fait connaître deux veines à peu près parallèles d'abord, mais qui s'écartent de plus en plus vers le Sud. Leur intersection est une ligne très-inclinée au Sud. On les a désignées sous les noms de veine Saint-Georges, veine Saint-Léopold. Il est possible que ces veines soient encore deux filons distincts, et que l'un rejette l'autre. Cette question n'a pas été étudiée, par la raison que les deux veines n'étant métallifères qu'auprès du puits, on n'a eu que cette partie à explorer. Le puits Sainte-Marie est placé au croisement des deux veines, à la hauteur du second étage ; aux niveaux inférieurs, le croisement est à une distance trop grande pour qu'on l'ait reconnu par des galeries dans le filon stérile.

Une traverse, faite au quatrième étage, vers le filon n° 3, a coupé une veine peu importante, comprise entre le Saint-Georges et le n° 3 : peut-être son étude pourrait-elle jeter quelque lumière sur la relation qui existe entre les deux veines Saint-Georges et Saint-Léopold.

Nature du minerai et de la gangue. — La gangue est principalement feldspathique et facilement altérable à l'air. Le granite encaissant lui-même est assez fortement altéré dans les parties en contact avec la galène et la pyrite de fer. Près de la surface, la distinction entre le granite et le filon, dans les parties stériles, est assez difficile ; mais dans la profondeur, la séparation est toujours nettement marquée par des sallbandes d'argile noire : les sallbandes manquent en général dans les parties métallifères.

La galène est le plus ordinairement grenue, et disposée en veines ou en veinules. On rencontre assez fréquemment des géodes et de la galène en cristaux bien nets, octaédriques ou dodécaédriques. Les cristaux sont fréquemment accompagnés de quartz, de pyrite de fer et de baryte sulfatée. Nous devons dire cependant que ce dernier minéral n'a été rencontré que près de la surface. L'enchevêtrement du quartz, de la galène et de la pyrite est tel qu'on ne peut pas admettre que ces substances minérales soient arrivées dans le filon à des époques différentes. On trouve des cristallisations comparables, pour l'apparence, à des crêtes de coq, dans lesquelles les trois minéraux sont disposés par zones, s'enveloppant complétement : le centre est formé tantôt par l'une, tantôt par l'autre des espèces minérales.

La pyrite de fer n'est pas argentifère, tandis que la galène contient toujours une proportion assez notable d'argent. Dans la partie exploitée au-dessus du quatrième étage, la galène a donné du plomb d'œuvre, tenant de 400 à 500 grammes d'argent; entre le cinquième et le sixième étage, la teneur du plomb n'a pas dépassé 300 grammes; elle a été souvent inférieure à 200 grammes. Au-dessous du sixième étage, la richesse est devenue presque aussi grande que près de la surface. Au huitième, la galène se présente en grains très-fins et très-riches en argent : plusieurs échantillons, essayés au laboratoire, ont donné du plomb d'œuvre tenant 570 et 600 grammes d'argent aux 100 kilogrammes.

Veines de pyrite de fer. — La pyrite de fer s'est présentée en grande abondance dans l'exploitation du filon Saint-Georges, et sa disposition mérite une attention particulière. La galène, d'après les travaux faits jusqu'au septième étage, forme une colonne assez puissante contenant une certaine proportion de pyrite, et limitée au Nord et au Sud par de la pyrite presque massive. L'étendue en direction diminue assez rapidement de la surface vers la profondeur; au septième étage, la galène exploitable n'occupe pas plus d'une dizaine de mètres en direction. Cette disposition serait de nature à faire concevoir des inquiétudes sérieuses pour la continuation de la galène à une profondeur plus grande; car, généralement, la pyrite de fer devient de plus en plus abondante, et finit par dominer entièrement dans la profondeur, dans les filons de galène qui, près de la surface, contiennent de la pyrite. Les travaux commencés au huitième étage sont maintenant assez avancés pour démontrer que cet accroissement de la pyrite n'est pas à craindre : à cet étage, la pyrite s'avance au Sud et la galène se continue vers le Nord sans contenir de pyrite. Ces travaux indiquent en même temps que la pyrite provient du croisement du filon Saint-Georges par deux veines de pyrite de fer à peu près parallèles et dirigées sur l'heure (0 à 1) ; ces deux veines embrassent, pour ainsi dire, dans la colonne métallifère du Saint-

Georges, un espace triangulaire évasé dans la hauteur ; à une profondeur plus grande, la galène se montrera bien séparée de la pyrite, qui, par suite de la disposition des veines, s'avancera de plus en plus vers le Sud.

Il faudra, du reste, encore plusieurs années de travaux pour mettre bien en évidence la relation des veines de pyrite et du filon Saint-Georges : il n'est pas possible de distinguer maintenant si les veines de pyrite sont de formation plus récente que le filon Saint-Georges, question assez importante, et qui se présentera probablement pour un certain nombre de filons des environs de Pontgibaud.

Une autre question bien intéressante restera longtemps encore indécise : c'est la loi de la distribution, dans les filons, de l'argent et du minerai. A Roure et à Rosier, le minerai paraît se trouver principalement dans des zones dirigées presque de l'Est à l'Ouest, et dans lesquelles les roches des filons et le granite encaissant sont altérés ou plus facilement altérables par les agents atmosphériques que dans les zones intermédiaires, répondant aux parties stériles. La richesse de la galène en argent varie dans les filons, suivant une loi inconnue, et qui, jusqu'à présent, au moins pour les filons de Roure, pourrait se traduire par des ondulations parallèles à la surface du terrain.

Nous allons maintenant considérer successivement les deux filons, en exposant pour chacun d'eux les résultats obtenus aux différents étages. Nous commencerons par le filon Saint-Georges, dans lequel les premiers travaux ont été faits.

Filon Saint-Georges. — Le puits Sainte-Marie a été foncé en recherche dans le minerai de la veine Saint-Georges, à 75 mètres environ au Sud du croisement, alors inconnu, par le filon n° 3.

Premier étage. — Le premier niveau est à $12^m,50$ au-dessous de la surface ; auprès du puits, le minerai a 2 mètres de puissance ; on l'a suivi en direction (heure 3) pendant une vingtaine de mètres vers le Nord et autant vers le Sud. On est arrivé des deux côtés à la terre végétale : tout le minerai a été exploité en remontant jusqu'au jour. La galène était accompagnée de pyrite altérée et de baryte sulfatée en cristaux.

Une petite galerie, partant du puits et dirigée vers l'Ouest, a rencontré la veine Saint-Léopold, dirigée presque sur l'heure 3 : on l'a explorée au Nord et au Sud. Auprès de la traverse, la veine Saint-Léopold a présenté $0^m,10$ environ de galène argentifère. Vers le Nord, le minerai a cessé à 20 mètres environ de la traverse ; au Sud, le minerai s'est continué pendant 40 mètres, distance à laquelle on est arrivé à la terre végétale. Tout le minerai supérieur au premier niveau a été enlevé.

On avait commencé, à 20 mètres au Nord du puits et vers l'Ouest, une

galerie de recherche; on l'a continuée, jusqu'à 150 mètres du Saint-Léopold, sans rencontrer de filons importants. Cette traverse a coupé, à 9 mètres environ, une petite veine paraissant dirigée sur l'heure 3, et présentant du minerai sur près de 0m,20 d'épaisseur. On a exploité une certaine quantité de galène assez argentifère.

Ces recherches, faites à une profondeur trop faible, n'ont pas été poursuivies; on les a reprises et poussées avec activité à la profondeur convenable du septième niveau.

Deuxième étage. — A 19m,50 au-dessous de l'orifice du puits, on a commencé un second étage d'exploitation. La galerie, dite second niveau, a été poussée vers le Nord et vers le Sud, dans les deux veines Saint-Georges et Saint-Léopold : cette dernière est éloignée à l'Ouest du puits de 3 mètres seulement : le croisement des deux veines est, au Nord, à la distance de 50 mètres environ.

La veine Saint-Georges, auprès du puits, a présenté une puissance de 2 mètres, en beau minerai, avec la direction heure 3. Le minerai s'est continué, vers le Sud, pendant une vingtaine de mètres seulement; vers le Nord, jusqu'au delà du croisement, c'est-à-dire pendant plus de 50 mètres. Au point de croisement, la galène a présenté une puissance réduite de près de 1 mètre.

La veine Saint-Léopold a été reconnue sur plus de 100 mètres au Sud du croisement, avec une puissance assez constante de 0m,20, métallifère sur toute cette longueur : sa direction est bien heure 3. Vers le Sud, les deux veines se continuent, mais stériles; on n'a pas poursuivi leur exploration. Il faut remarquer que la veine Saint-Georges tend à prendre la direction heure 2, et, par suite, à se séparer de plus en plus du Saint-Léopold dirigé sur l'heure 3.

Au Nord du croisement, le minerai cesse presque immédiatement, et la direction paraît changer progressivement et s'approcher de heure 1, direction du filon n° 3.

Tout le minerai contenu dans les deux veines, au-dessus du deuxième niveau, a été enlevé. Il a rendu du plomb d'œuvre tenant, en moyenne, 500 grammes d'argent aux 100 kilogrammes.

La recherche au Nord a été poursuivie jusqu'au filon n° 3, et poussée dans ce dernier jusqu'à une centaine de mètres au Nord du croisement, sans rencontrer de minerai. On a fait ensuite dans la roche une galerie d'environ 200 mètres, qui vient aboutir dans la vallée. La galerie sert maintenant à l'écoulement des eaux; elle a 372 mètres de longueur, du puits jusqu'à son orifice dans la vallée.

A 23 mètres seulement de profondeur, on a fait de nouveau des galeries

dans les deux veines, au Nord et au Sud du puits : leur ensemble porte le nom de niveau intermédiaire.

NIVEAU INTERMÉDIAIRE. — Les deux veines sont déjà réunies en une seule de 4 à 5 mètres de puissance, présentant du minerai sur toute cette épaisseur. La puissance réduite de la galène a été évaluée à près de 2 mètres. Cette richesse en minerai s'est continuée pendant une vingtaine de mètres au Nord du puits ; au delà, on a rencontré la pyrite de fer, et le niveau n'a pas été poussé jusqu'au filon n° 3.

Vers le Sud du puits, le minerai s'est continué pendant une trentaine de mètres avec la même puissance ; à cette distance, on a trouvé les deux veines Saint-Georges et Saint-Léopold bien distinctes. La veine Saint-Léopold s'est montrée presque stérile, tandis que la veine Saint-Georges a donné du minerai pendant 35 mètres encore, mais non plus avec la même puissance. La veine a 1^{m},50 et la galène 0^{m},50 d'épaisseur réduite. A l'extrémité de cette colonne, on a rencontré de la pyrite de fer, et le filon est devenu stérile.

Le minerai reconnu au niveau intermédiaire a été presque entièrement enlevé ; on n'a laissé, dans les parties voisines du puits, qu'une colonne d'environ 2 mètres d'épaisseur.

TROISIÈME ÉTAGE. — Le niveau du troisième étage d'exploitation est à 25^{m},30 de profondeur. Au Nord, le minerai s'est présenté avec une puissance moindre qu'au niveau intermédiaire, mais avec les mêmes caractères ; pendant 20 mètres, l'épaisseur réduite de la galène a été d'environ 1 mètre ; pendant une vingtaine de mètres plus au Nord, on a trouvé du minerai, mais de plus en plus mélangé de pyrite de fer ; à 40 mètres au Nord du puits, le filon était inexploitable, et la recherche n'a pas été poussée jusqu'au filon n° 3. Dans cette partie au Nord du puits, la direction du Saint-Georges change et passe progressivement à celle heure 1.

Au Sud du puits, le minerai s'est continué pendant une vingtaine de mètres, ensuite il a diminué progressivement d'épaisseur, en devenant de plus en plus pyriteux. On n'a pas poursuivi les recherches vers le Sud jusqu'à la division en deux veines distinctes. A partir de ce niveau on ne connaît plus qu'une seule veine ou filon Saint-Georges.

En exploitant le minerai, on a laissé dans le milieu du filon, dans toute sa partie puissante, une colonne de 1^{m},50 d'épaisseur. L'exploitation a donné en moyenne, par mètre cube en place, 300 kilogrammes de schlich, rendant à l'essai 35 pour 100 de plomb. La richesse du plomb d'œuvre a été notablement moins élevée que pour les étages supérieurs. Le plomb ne tenait pas plus de 400 grammes d'argent aux 100 kilogrammes.

En comparant les résultats obtenus au troisième étage à ceux donnés par le

premier et le deuxième, on a constaté une diminution assez notable dans la quantité et la puissance du minerai, et dans sa richesse en argent; au contraire, la pyrite de fer a été plus abondante, plus mélangée avec la galène, principalement vers le Nord.

QUATRIÈME ÉTAGE. — Le sol du quatrième étage, ou le quatrième niveau, est à $32^{m},30$ au-dessous de l'orifice du puits. A cette profondeur on a poussé vers le Nord seulement jusqu'au filon n° 3, et vers le Sud jusqu'au point où la pyrite de fer est devenue très-abondante. Par une traverse à l'Est, on a rejoint le filon n° 3 et commencé l'exploitation de ce filon.

Dans le Saint-Georges, vers le Nord, la galène s'est présentée avec une puissance réduite de 1 mètre pendant 15 mètres seulement; à cette distance du puits la pyrite est devenue de plus en plus abondante; à moins de 30 mètres au Nord du puits le filon était entièrement pyriteux. Vers le Sud la galène a diminué progressivement de puissance, et à la distance de 30 mètres du puits la pyrite est devenue prédominante. Presque tout le minerai compris entre le quatrième et le troisième niveau a été enlevé. L'exploitation a constaté, relativement au troisième étage, une diminution notable dans la richesse du filon en galène, et de plus dans la teneur de la galène en argent; le plomb d'œuvre provenant du minerai exploité n'a pas rendu plus de 300 grammes d'argent aux 100 kilogrammes.

La traverse partant du puits, dirigée vers l'Est, a coupé trois veines métallifères aux distances de 22, 33 et 42 mètres. Les deux premières n'ont présenté que des veinules de minerai et n'ont pas été explorées; la troisième est le filon n° 3, dont nous parlerons tout à l'heure. Les trois veines sont parallèles, dirigées sur l'heure 1, et plongent à l'Ouest.

CINQUIÈME ÉTAGE. — Le niveau du cinquième étage est à 42 mètres au-dessous de l'orifice du puits. Il n'a été poursuivi que dans le Saint-Georges, et seulement dans la partie métallifère, c'est-à-dire pendant une cinquantaine de mètres; auprès du puits le minerai s'est montré beau et puissant pendant une quinzaine de mètres. Sa puissance réduite a été inférieure à 1 mètre, l'épaisseur du filon ne dépassant pas $2^{m},50$. Au Nord et au Sud de ce riche noyau la galène s'est présentée de plus en plus mélangée de pyrite de fer et a fini par disparaître presque entièrement. La teneur en argent de la galène a été moindre encore qu'au quatrième étage; le plomb d'œuvre n'a pas rendu en moyenne plus de 250 grammes d'argent.

SIXIÈME ÉTAGE. — Le sixième niveau est à 53 mètres au-dessous de l'orifice du puits: dans le Saint-Georges on n'a pas dépassé les limites de la partie métallifère; on a rejoint le filon n° 3 par une traverse à l'Est. Dans le Saint-Georges le minerai ne s'est pas continué pendant 45 mètres de direction, et sa puissance a été très-variable. Auprès du puits le minerai s'est

présenté puissant et riche en argent : le mètre cube en place a rendu 500 kilogrammes de schlich, et le plomb d'œuvre a donné jusqu'à 350 grammes d'argent aux 100 kilogrammes. Au Nord et au Sud la galène a diminué rapidement de puissance, est devenue moins riche en argent, et a été progressivement remplacée par la pyrite.

Au Nord la pyrite s'est montrée presque massive à moins de 10 mètres de distance du puits. Vers le Sud la pyrite est mélangée à la galène, mais domine beaucoup moins que vers le Nord.

Tout le minerai reconnu dans le Saint-Georges au sixième étage a été enlevé jusqu'au niveau supérieur.

On a pu constater que vers le sol du sixième étage la galène est devenue notablement plus argentifère; plusieurs échantillons ont donné à l'essai du plomb d'œuvre tenant près de 400 grammes aux 100 kilogrammes.

Le puits sort du filon Saint-Georges entre le sixième et le septième niveau à la profondeur de 60 mètres.

Septième étage. — Au septième niveau, 65 mètres au-dessous de l'orifice du puits, on a rejoint le filon n° 3 par une traverse à l'Est, et reconnu le Saint-Georges seulement dans sa partie métallifère.

Dans le Saint-Georges le minerai s'est montré avec une assez belle puissance auprès du puits, mais seulement pendant une dizaine de mètres en direction; au Nord et au Sud la pyrite s'est montrée promptement assez abondante, principalement vers le Nord. Le filon lui-même est bien moins puissant que vers les étages supérieurs; il n'a pas plus de 1 mètre auprès du puits. Le minerai exploité au septième étage a donné du plomb d'œuvre riche à 350 grammes d'argent aux 100 kilogrammes.

Huitième niveau. — Au huitième niveau, à la profondeur de 92 mètres, on a rejoint le Saint-Georges par une traverse à l'Est, longue de 14 mètres. L'exploration du filon a été commencée vers le Nord et vers le Sud.

Auprès de la traverse le filon présente une puissance d'environ 1 mètre; la galène n'a pas plus de $0^m,30$ d'épaisseur réduite. A 25 mètres vers le Nord ce filon se continue bien régulier, ne présente pas de pyrite, et de plus l'aspect de la galène est entièrement changé. Elle se présente en zones régulières, à petits grains, et même à grains d'acier. Sa richesse en argent est très-élevée; plusieurs échantillons essayés au laboratoire ont donné du plomb d'œuvre tenant près de 600 grammes d'argent aux 100 kilogrammes.

Vers le Sud on a suivi le minerai pendant 12 mètres environ, puis on a rencontré des sallbandes d'argile noire et des veines de pyrite arsénicale, et en même temps on a constaté dans le filon un coude assez brusque, que nous expliquons par le croisement d'un filon de pyrite, dirigé sur l'heure 2. Des travaux en cours d'exécution décideront bientôt la question. Il importe de

remarquer ici que la pyrite, abondante au Nord du minerai dans toute la partie supérieure, s'en sépare bien nettement à la profondeur de 92 mètres. Il faut aussi tenir compte de la richesse en argent de la galène rencontrée par le huitième niveau.

Galerie de recherche a l'Ouest. — Avant de passer à la description des travaux faits dans le filon n° 3, nous devons indiquer une galerie de recherche vers l'Ouest, commencée au septième niveau. Cette galerie a maintenant 140 mètres de longueur; elle n'a rencontré jusqu'à présent que des veines de pyrite de fer, ou des filons stériles: plusieurs de ces derniers présentent cependant un aspect assez favorable pour qu'on se décide à les explorer prochainement. La galerie sera continuée jusqu'à la mine de Rosier.

Filon n° 3. — L'exploitation dans le filon n° 3 a été commencée au quatrième niveau. On a rejoint le filon par une traverse partant du puits, dirigée vers l'Est, et longue de 42 mètres. On a d'abord exploré le filon par une galerie vers le Nord et une autre vers le Sud: le minerai s'est montré au Nord pendant 35 à 40 mètres; vers le Sud on l'a suivi pendant une soixantaine de mètres; on a poussé la galerie d'exploration plus loin vers le Sud, jusqu'à 110 mètres de la traverse, mais le filon s'étant montré stérile on a cessé la recherche.

On s'est élevé dans le filon par des cheminées, on a divisé la partie métallifère en marchepieds de 10 à 12 mètres, suivant la direction de l'inclinaison, et on a enlevé à peu près tout le minerai reconnu. Ces travaux ont défini une assez belle colonne de minerai, d'une centaine de mètres de longueur, et dans laquelle le mètre cube en place a donné, en moyenne, 350 kilogrammes de schlich bon à fondre, c'est-à-dire rendant à l'essai de 35 à 40 pour 100 de plomb: le plomb d'œuvre tenant de 400 à 500 grammes d'argent aux 100 kilogrammes. La galène s'est présentée en veines peu puissantes, toujours accompagnée de baryte sulfatée blanche lamellaire, de quartz et d'une très-faible quantité de pyrite. Le filon a conservé une puissance assez peu variable de $0^m,70$ à $0^m,80$; son inclinaison est de 80° à l'Ouest. On n'a rencontré qu'un seul brouillage, à 20 mètres environ au Sud de la traverse. Pendant 7 à 8 mètres en direction le filon et la roche encaissante sont broyés, et leurs débris sont mélangés de cailloux roulés et de sable qui paraissent venir de la surface. Il est impossible de bien définir ce brouillage et d'en donner une explication satisfaisante.

Sixième niveau. — La traverse qui, partant du puits, a rejoint le filon n° 3 au sixième niveau, est longue seulement de 25 mètres. On a exploré le filon vers le Nord jusqu'à la limite du minerai; vers le Sud on a poussé l'exploration jusqu'à plus de 200 mètres. Le minerai s'est présenté avec la même puissance que dans les parties supérieures; l'exploitation des massifs compris

entre le quatrième et le sixième niveau a donné de 300 à 350 kilogrammes de schlich par mètre cube en place. Le plomb d'œuvre obtenu a été moins riche en argent; sa teneur a varié entre 250 et 300 grammes aux 100 kilogrammes. Cette diminution de richesse en argent est analogue à celle constatée à la même profondeur pour le Saint-Georges. Il importe de remarquer que vers le sixième niveau la galène a été un peu plus argentifère que vers le quatrième.

A 12 mètres au Sud de la traverse, au sixième niveau, on a rencontré le brouillage, le sable et les cailloux roulés, dont nous avons parlé précédemment; et de plus, sur une longueur de 10 mètres, le filon présente une inclinaison de 45° seulement, tandis qu'au Nord et au Sud l'inclinaison ordinaire de 80° se maintient. Au-dessous du brouillage le filon devient presque vertical; le changement brusque dans la pente n'existe que sur 6 à 7 mètres en hauteur.

Le sixième niveau a rencontré vers le Sud, à 60 mètres environ de la traverse, un nouveau brouillage assez mal défini. Il consiste en une masse argileuse paraissant provenir de la décomposition de la roche feldspathique, contenant des noyaux arrondis comme des cailloux roulés, noirs, d'une texture analogue à celle de la lave poreuse, tendres, et se laissant facilement couper au couteau.

Immédiatement après le brouillage on a suivi vers l'Ouest une petite veine, dirigée d'abord sur l'heure 6, puis devenant, par un coude brusque, parallèle au filon n° 3. On a fait quelques travaux de reconnaissance, promptement abandonnés par suite du peu d'importance de la veine.

Plus loin vers le Sud le filon n° 3 n'a présenté aucun indice de minerai.

Septième niveau. — La traverse partant du puits au septième niveau, dirigée vers le filon n° 3, a d'abord rencontré le Saint-Georges à 8 mètres de distance du puits; on l'a bifurquée avant la rencontre du filon n° 3, afin d'éviter une partie très-ébouleuse, reconnue aux étages supérieurs. Au Nord on n'a pas poussé l'exploration jusqu'au croisement du Saint-Georges; mais on a rencontré des veines de pyrite, indiquant très-probablement la partie encore inconnue du Saint-Georges.

Vers le Sud, on a poussé le septième niveau jusqu'à la limite du minerai; la colonne métallifère n'a pas plus de 80 mètres d'étendue en direction; la nature du minerai est à peu près la même; la baryte sulfatée est peu abondante, le quartz saccharoïde tend au contraire à dominer.

On a exploité tout le minerai au-dessus du septième niveau; le mètre cube en place a rendu en moyenne 200 kilogrammes de schlich; la richesse du plomb d'œuvre en argent était d'environ 350 grammes aux 100 kilogrammes.

Huitième niveau. — L'exploration du filon n° 3, au huitième niveau, est seulement commencée; la distance du Saint-Georges et du filon n° 3 est de 10 mètres. Les caractères du minerai paraissent être les mêmes qu'au niveau précédent; la richesse en argent paraît plus grande, autant du moins que permettent de l'évaluer des essais assez nombreux d'échantillons; aucun essai n'a donné du plomb d'œuvre tenant moins de 400 grammes d'argent. La baryte sulfatée ne se montre plus, et se trouve entièrement remplacée par du quartz saccharoïde.

Résumé des caractères des filons de Roure. — Les caractères présentés par les deux filons, aux différents étages d'exploitation, peuvent être résumés en peu de mots.

Le filon Saint-Georges, dirigé sur l'heure 3, auprès du puits, présente vers le Sud deux veines distinctes : l'une d'elles, nommée Saint-Léopold, conserve la direction heure 3, tandis que la veine Saint-Georges prend la direction heure 2. Il est possible que ces deux veines forment deux filons distincts : dans cette hypothèse, le Saint-Georges serait coupé et rejeté par le Saint-Léopold. Les travaux faits jusqu'à présent, à une certaine profondeur, n'ont exploré qu'une seule veine dirigée sur l'heure 3, et n'ont pas atteint la veine Saint-Léopold, connue seulement près de la surface. Il est par conséquent impossible de connaître maintenant cette dernière veine et sa relation avec le Saint-Georges.

Dans le Saint-Georges, le minerai, riche, puissant, sur une étendue de 100 mètres environ en direction près du jour, forme une colonne à peu près verticale, dont la puissance, l'étendue et la richesse diminuent progressivement dans la profondeur; au septième niveau, le minerai n'a été beau que pendant une dizaine de mètres; sa puissance réduite n'a pas dépassé 0m,30. La colonne de minerai est terminée, pour ainsi dire, vers le Nord et vers le Sud par de la pyrite de fer, qui se mélange à la galène, et finit par la remplacer entièrement. Au huitième niveau, la galène paraît au Nord bien dégagée de pyrite. Il est évident que le Saint-Georges est coupé par deux filons de pyrite, à peu près dirigés sur l'heure 0 ou 1. En continuant les travaux à une plus grande profondeur, on trouvera vers le Nord la galène bien exempte de pyrite.

Le filon Saint-Georges est coupé sous un angle très-aigu et rejeté par le filon n° 3; on n'a bien exploré que la partie située au Sud du croisement : des veines de pyrite, pénétrant dans le filon n° 3, semblent indiquer la position de la partie encore inconnue du Saint-Georges; elle serait rejetée de quelques mètres vers le Sud.

Le filon n° 3, dirigé sur l'heure 1, plonge à l'Ouest; il est assez régulier et présente une colonne de minerai de 80 à 100 mètres d'étendue en direction.

La baryte sulfatée, très-abondante près de la surface, devient plus rare en profondeur, et se trouve remplacée par du quartz saccharoïde.

Dans les deux filons, la richesse de la galène en argent a varié avec la profondeur. De la surface jusqu'au quatrième niveau, la galène a donné du plomb d'œuvre tenant de 400 à 500 grammes d'argent aux 100 kilogrammes. A une plus grande profondeur, la richesse du plomb d'œuvre a varié entre 200 et 300 grammes. Vers le septième niveau, la richesse en argent est devenue presque aussi grande que dans les parties supérieures. Les variations ont été moins sensibles dans le filon n° 3 que dans le Saint-Georges.

La partie du filon n° 3, située au Nord du croisement du Saint-Georges, n'a été explorée que par une galerie au deuxième étage. Cette recherche n'est pas suffisante pour démontrer la stérilité du filon. Une nouvelle exploration est commencée au huitième niveau.

Mode d'exploitation. — Nous allons maintenant exposer rapidement les détails principaux de l'exploitation.

La méthode suivie dans la mine de Roure, autant du moins que l'allure du minerai l'a permis, a été la suivante :

Reconnaître le minerai par des galeries de niveau, espacées de 12 en 12 mètres, et par des cheminées écartées de 10 à 12 mètres. Enlever ensuite les marchepieds ainsi préparés par gradins renversés, et remblayer complétement.

On opère, au moment de l'abatage, un premier triage, afin de séparer les gros fragments stériles. Tout le menu et le gros non stérile sont roulés jusqu'au puits par le niveau inférieur, puis élevés au jour.

Roulage. — Le roulage intérieur est fait sur des chemins de fer à bandes méplates, dans des waggons contenant 3 hectolitres. Ces waggons sont déchargés auprès du puits, et le minerai est de nouveau chargé dans des tonnes qui l'élèvent à la surface.

Au jour, le minerai est soumis à un triage, puis chargé dans des waggons de 1/2 mètre cube de capacité, dans lesquels il est roulé jusqu'à la laverie sur un bon chemin de fer, long de 750 mètres. (*Voir Pl. XXIV, fig.* 1.)

Extraction. — La machine à vapeur qui sert à l'extraction et à l'épuisement des eaux a seize chevaux de force. Elle reçoit la vapeur de deux longues chaudières cylindriques timbrées à cinq atmosphères. Elle consomme par mois 45,000 kilogr. de houille ; la quantité correspondante de minerai exploité est 250 mètres cubes en place. Le volume est à peu près doublé par le foisonnement. La machine serait assez forte pour une exploitation deux fois plus active. Elle ne présente d'ailleurs de remarquable que le mode de transmission de mouvement au tambour et au frein. Il est représenté par les *fig.* 3, 4, *Pl. XXVI.*

Épuisement. — Le volume des eaux à épuiser s'élève à 400 mètres cubes environ en vingt-quatre heures. Les eaux ne viennent pas toutes de la surface, et, quand les travaux seront plus développés, on doit craindre une affluence d'eau plus grande : la petite pompe de $0^m,13$, qui sert maintenant, sera probablement bientôt insuffisante.

Aérage. — L'acide carbonique ne s'est pas encore présenté dans les travaux de Roure ; aussi l'aérage ne demande-t-il aucune précaution exceptionnelle.

Personnel. — La mine de Roure occupe de soixante-dix à quatre-vingts ouvriers; ils sont surveillés par un piqueur. Pour les deux mines, Roure et Rosier, un ingénieur spécial et un maître mineur résident à Rosier. Ces deux agents sont sous les ordres de l'ingénieur résidant à Pontgibaud.

Presque tous les travaux sont donnés à l'entreprise : nous allons citer quelques exemples des prix faits dans différentes circonstances. Pour le foncement du puits Sainte-Marie, de $3^m,65$ sur $1^m,50$, on a donné 100 francs par mètre d'approfondissement pour la main-d'œuvre seulement. Les ouvriers devaient placer les bois, s'éclairer et fournir la poudre et les outils.

Dans les galeries dans la roche ($2^m,20$ sur $1^m,40$), on a payé depuis 6 francs jusqu'à 40 francs par mètre d'avancement : les prix les plus ordinaires varient entre 12 francs et 20 francs. Les chemins de fer sont posés par des ouvriers spéciaux : on estime que le mètre courant revient à 5 francs.

Dans les galeries en filons, l'abatage est payé aux ouvriers de 17 à 18 francs par mètre d'avancement; ils doivent faire des galeries de $2^m,20$ sur $1^m,40$. Quand la puissance du minerai dépasse $1^m,40$, on paye aux ouvriers un supplément de 6 francs par mètre cube abattu en plus.

Dans les marchepieds, l'abatage est payé de 2 à 7 francs par mètre cube en place. Les ouvriers doivent remblayer, avec le gros stérile provenant d'un premier triage, et en se procurant les remblais nécessaires au moyen de petites galeries poussées dans la roche. On leur paye ces galeries à raison de 3 francs par mètre.

La roche est souvent assez peu solide pour qu'il soit nécessaire d'établir des boisages. Les bois sont placés par les mineurs, auxquels ils sont amenés. Les frais de boisage s'élèvent à 5 francs environ par mètre courant de galeries.

Le roulage intérieur est payé, pour toute la mine, $1^f,50$ par mètre cube abattu.

L'extraction et l'épuisement des eaux sont payés à raison de $4^f,50$ ou 6 fr. par mètre cube abattu. Dans ce prix est comprise la valeur de la houille; le prix 6 francs s'applique à la houille de la Vernade; le prix $4^f,50$ à celle de

Bourglastic. Cette dernière donne de très-bons résultats quand on lance, sous la grille de la chaudière, une certaine quantité de vapeur d'eau [1].

Le roulage extérieur est payé 0f,176 par waggon contenant 1/2 mètre cube, c'est-à-dire pour 1/4 mètre cube en place, le foisonnement doublant à peu près le volume : soit par mètre cube abattu 0f,704 pour le roulage à la laverie.

Les bois sont préparés à Rosier; les outils sont réparés également à la forge de Rosier. Les transports de ces matériaux, rendus faciles par les chemins de fer, sont faits par les deux rouleurs au jour sans supplément de prix.

Mine de Rosier.

Pl. XXIV, fig. 1, 2. — La mine de Rosier est située au Sud et à une faible distance du village de Rosier, sur la rive droite du ruisseau de la Faye; les ateliers de préparation mécanique des minerais sont établis sur la rive opposée et au-dessous. Un beau chemin, A, construit en 1849 par la Société, dans la vallée des Sauzes, relie la laverie à la route départementale de Rochefort, et rend économiques les transports des minerais à l'usine de Pontgibaud.

La roche dans laquelle se trouvent les filons de Rosier est le granite, associé au gneiss et aux schistes talqueux et micacés. On a exploité ces filons dans le granite et dans le gneiss sans observer une influence sensible de la nature de la roche encaissante sur la disposition et la richesse du minerai. Le gneiss n'a été rencontré que près de la surface; à une profondeur de 40 mètres seulement, le granite est la seule roche encaissante connue.

On a commencé l'exploration d'un assez grand nombre de filons, et donné aux travaux de recherches un plus grand développement qu'à la mine de Roure. Dans ces dernières années, on s'est attaché spécialement à l'exploitation de deux filons, très-riches en minerai, et dont la disposition présente quelques analogies avec celle des filons de Roure.

Avant d'exposer les résultats obtenus par la Société actuelle, nous dirons quelques mots des travaux anciens reconnus dans le haut de la vallée de la Faye.

Anciens travaux. — Deux des filons de Rosier ont été certainement exploités à une époque très-ancienne : on les désigne sous les noms de filon rouge, filon Saint-Denis.

Dans le premier, filon rouge, les travaux de recherche n'ont pas atteint le

1. Voici quelles sont les données pour cette opération : la grille a 1m.q.,30; la buse a 0m,005 de diamètre; la vapeur, provenant de la chaudière, a une pression moyenne de 4 atmosphères.

siége de l'ancienne exploitation; on ne connaît de ces travaux que les vestiges superficiels.

Dans le filon Saint-Denis, on a pu pénétrer dans les anciens travaux; on les a déblayés en partie. On a reconnu des vides considérables, des galeries bien boisées en chêne. Les bois sont parfaitement conservés, noirs, très-durs; l'aubier seul est pourri : leur disposition est indiquée dans les *fig.* 7, 8, *Pl. XXVI.* Ces travaux paraissent avoir été commencés par une galerie d'écoulement, poussés ensuite en montant jusqu'au jour, et enfin en profondeur. On ne sait pas jusqu'où les anciens ont pu descendre.

Une lampe d'argile, d'une forme analogue à celle que les Romains employaient, fait penser que ces travaux remontent à la domination romaine. Nous ne pouvons rien préciser à cet égard. Quoi qu'il en soit, il est bien certain que les travaux du Saint-Denis ont été faits antérieurement au XVIe siècle; car les vieux documents sur les mines de Pontgibaud donnent des détails sur les exploitations aux Combres, à Pranal, à Barbecot, à Roure, et ne contiennent rien qui soit relatif à Rosier. Dans la période 1781-92, on n'a fait aucune exploration à Rosier, et dès cette époque, il n'existait aucune tradition de travaux anciens dans cette localité.

EXPLOITATION ACTUELLE. STOLLEN. — PL. XXIV, FIG. 11. — Les travaux ont été commencés à Rosier, en 1838, par une galerie, dirigée de l'Est à l'Ouest, servant au roulage et à l'écoulement : on la désigne sous le nom de stollen de Rosier. De 1838 à 1842, époque à laquelle les travaux étaient concentrés à Pranal et Barbecot, le stollen a été poussé lentement, et comme travail de recherche, dans la localité des environs de Pontgibaud, présentant l'aspect le plus favorable.

Depuis que la mine de Rosier a pris une grande importance, on a construit à l'entrée, des ateliers pour les forgerons, les charpentiers, des logements pour les surveillants; et, dernièrement, on a commencé, sur la colline opposée, des logements d'ouvriers, une maison pour l'ingénieur, ensemble de constructions qui porte le nom de village Sainte-Barbe.

Le stollen a 613 mètres de longueur; il a rencontré plusieurs filons, dont nous allons exposer les caractères avant de décrire en détail les travaux faits dans le principal filon ou filon du puits.

(*Voir*, pour suivre la description, la *Pl. XXIV*, *fig.* 1, 2.)

FILON DE PYRITE. — Le premier filon, rencontré par le stollen, en avançant de l'Est à l'Ouest, est dirigé sur l'heure 1 à 2, et plonge à l'Est. On l'a exploré vers le Sud seulement par une galerie longue de 50 mètres environ. On n'a rencontré que des veines de pyrite ne contenant pas même des mouches de galène. Cette circonstance a fait désigner ce premier filon sous le nom de *filon de pyrite*, et a déterminé l'abandon de toute recherche.

Un peu plus à l'Ouest, le stollen a coupé trois filons stériles et peu puissants, paraissant dirigés sur l'heure 1. On a marqué leurs positions par des excavations de 1 mètre de profondeur, mais sans les explorer.

A 165 mètres de l'orifice du stollen, on a fait quelques travaux de reconnaissance dans une petite veine, dirigée sur l'heure 1, plongeant à l'Ouest et présentant un peu de galène argentifère : la veine a paru trop peu importante pour que les travaux fussent continués. Pour ne pas compliquer la figure, nous ne l'avons pas représentée sur le plan.

Filon du puits. — A 185 mètres, le stollen a coupé un filon, dirigé sur l'heure 1 1/2, dans lequel les travaux ont pris un grand développement au Nord et au Sud. On le désigne sous le nom de filon du puits ou grand filon de Rosier.

A 80 mètres au Nord du stollen, on a foncé dans le filon lui-même un puits, profond maintenant de 75 mètres (17 mètres de la surface jusqu'au niveau du stollen, 58 mètres au-dessous de ce niveau), sur lequel on a établi une machine à vapeur de 12 chevaux pour l'extraction et pour l'épuisement. Un second puits sera bientôt foncé au Sud du stollen.

Nous décrirons plus loin en détail les travaux faits dans ce filon, le seul qui soit maintenant en exploitation.

A une trentaine de mètres à l'Ouest du filon du puits, le stollen a coupé deux veines de minerai, dirigées sur l'heure 1 et plongeant à l'Ouest : on ne les a pas explorées.

Filon de quartz. — A 285 mètres de l'orifice du stollen, on a rencontré un grand filon, composé de quartz saccharoïde très-dur, renfermant de la galène argentifère disséminée en mouches plus ou moins abondantes. La puissance du quartz est de 5 mètres; sa direction est sur l'heure 1 1/2 : le filon est presque vertical, et plonge à l'Est sous un angle de 88 à 89°. On a fait quelques mètres de galerie dans le quartz, au Nord et au Sud du stollen; on a même exploité quelques parties assez riches en minerai : la dureté de la roche a bientôt fait abandonner tous les travaux.

Ce filon est le même que celui de la vieille mine de Roure : ses affleurements, visibles auprès du puits de Rosier, peuvent être suivis à de grandes distances au Nord et au Sud.

Au toit et au mur du filon de quartz on distingue deux veines, peu importantes et stériles à leur intersection par le stollen; l'exemple de la vieille mine de Roure prouve que ces veines peuvent devenir métallifères, à une distance plus ou moins grande.

Tous les filons rencontrés par le stollen, à l'Est du filon de quartz, paraissent à ce niveau plonger vers l'Ouest, et par conséquent converger vers lui en profondeur : les filons rencontrés de l'autre côté, c'est-à-dire à l'Ouest du

filon de quartz, plongent vers l'Est : ils doivent donc aussi le rencontrer. La direction bien constante des affleurements ne suffit pas pour qu'on puisse avancer maintenant que le filon de quartz coupe et rejette tous les autres filons. On n'a pas eu encore l'occasion d'étudier un de ces croisements, au moins d'une manière bien certaine.

FILON SAINT-LAURENT. — A 55 mètres à l'Ouest du filon de quartz, ou 340 mètres de l'entrée du stollen, on a coupé un filon puissant de près de 1 mètre, dirigé sur l'heure 1 1/2 et plongeant à l'Est. Il est désigné sous le nom de filon Saint-Laurent. Il a été exploré au niveau du stollen, par une galerie en direction vers le Nord, sur une centaine de mètres. Vers le Sud, l'exploration n'a été poussée que jusqu'à 15 mètres du stollen. Sur toute cette longueur, environ 115 mètres, le filon a présenté la plus grande régularité, mais en même temps des veinules de minerai très-peu puissantes ; l'épaisseur réduite de la galène n'a pas dépassé $0^m,01$. Cette pauvreté constante a déterminé l'abandon momentané de l'exploration.

On a fait quelques mètres de galerie dans plusieurs petites veines peu importantes, coupées par ce stollen à 65 mètres à l'Ouest du Saint-Laurent, sans rencontrer de minerai.

FILON SAINT-DENIS. — Des travaux assez importants ont été faits au Nord du stollen, à 505 mètres de son orifice, dans un filon nommé filon Saint-Denis. On s'est avancé sur l'heure 1 en suivant pendant près de 200 mètres des veinules de galène, trop irrégulières et trop peu puissantes pour mériter l'exploitation. La galerie ne paraît pas avoir suivi constamment le filon auquel ces veines appartiennent. La roche du toit et du mur étant probablement moins dure que le filon lui-même, les ouvriers, payés à prix faits, ont sans doute constamment cherché à s'écarter du filon.

A la distance de 200 mètres du stollen, on a rencontré deux veines ; l'une stérile, dirigée sur l'heure 1 : l'autre métallifère, dirigée sur l'heure 10. Cette dernière seule a été explorée. Le minerai n'a présenté qu'une faible puissance au niveau du stollen, mais dans la hauteur on a reconnu une belle colonne de galène très-riche en argent. Le minerai s'est continué sur 15 à 20 mètres en direction, avec une épaisseur réduite, comprise entre $0^m,15$ et $0^m,25$.

Une partie du minerai a été enlevée ; il en reste encore une assez grande quantité.

La galène du filon Saint-Denis est ordinairement grenue ou cristalline, rarement en cristaux définis : elle forme des veines ou des veinules dans une roche feldspathique, peu altérable à l'air : elle est accompagnée, par places seulement, de baryte sulfatée blanche, lamellaire. La pyrite de fer ne se présente qu'en mouches et jamais en veines continues.

En plusieurs points la galène est noire, terne et renferme un peu de cuivre

gris altéré. Sous cet aspect elle est très-riche en argent. Plusieurs échantillons ont donné à l'essai du plomb d'œuvre, tenant de 1 à 3 p. 100 d'argent.

Dans la partie exploitée la galène a donné du plomb d'œuvre rendant, au traitement à l'usine, de 500 à 600 grammes d'argent aux 100 kilog.

On n'a fait aucun travail au-dessous du niveau du stollen.

En poursuivant les recherches plus loin vers le Nord, on est arrivé dans les travaux anciens, dont nous avons parlé plus haut; leur étendue explorée est indiquée *fig.* 2, *Pl. XXIV*.

On doit prochainement foncer un puits d'épuisement et d'extraction, auprès de la riche colonne du Saint-Denis, afin d'explorer à une profondeur convenable le filon ou mieux les filons métallifères de cette localité. On avait commencé, dans cette partie des travaux du Saint-Denis, une galerie vers l'Ouest, destinée à reconnaître le filon rouge : Elle a été abandonnée en 1849, à cause de la dureté trop grande de la roche.

Le stollen a été continué sur plus de 100 mètres à l'Ouest du filon Saint-Denis, jusqu'à la longueur totale de 613 mètres, sans rencontrer le filon rouge. Il a coupé seulement plusieurs veines et veinules de pyrite de fer.

Filon rouge. — On voit à la surface, à 200 mètres environ à l'Ouest du Saint-Denis, l'affleurement d'un filon ferrugineux, feldspathique et barytique, qui paraît avoir été connu des anciens. L'oxyde de fer provient de la décomposition, par les agents atmosphériques, de la pyrite arsenicale qui forme une veine assez puissante à l'une des épontes du filon.

Le filon, nommé filon rouge, est dirigé sur l'heure 2; il a plus de 1 mètre de puissance, et ne renferme, à l'affleurement, que des veinules irrégulières de galène, très-argentifère. Plusieurs échantillons ont rendu à l'essai de 15 à 25 p. 100 de plomb : le plomb tenait de 1,000 à 1,200 grammes d'argent aux 100 kilos.

On a commencé l'exploration du filon par une galerie et par un puits profond d'une dizaine de mètres. Ces travaux ont été promptement abandonnés, par suite de l'irrégularité du minerai. L'exploration sera bientôt reprise au niveau du stollen.

Après cet exposé des caractères des filons reconnus à Rosier, nous allons décrire en détail le filon du puits et les travaux d'exploitation faits au Nord et au Sud du stollen.

Filon du puits. — Les premiers travaux, faits dans le filon du puits au niveau du stollen et même à une certaine profondeur, n'ont pas donné une idée juste de l'allure du filon, au moins pour toute la partie située au Sud du stollen.

Ce fait ne paraîtra pas étonnant, si on remarque que le terrain granitique est traversé par plusieurs systèmes de fissures ou veines, stériles ou métalli-

fères, dont la distinction n'était facile qu'après des travaux assez étendus; ensuite les galeries, mal dirigées, sortaient souvent du filon, et, s'égarant dans le toit ou dans le mur, faisaient croire à une grande irrégularité du gîte. Les travaux faits depuis quelques années à une profondeur plus grande, et ensuite en remontant dans le minerai jusqu'à la surface, ont permis de reconnaître plus exactement les différents systèmes de filons qui se croisent dans cette localité.

Nous allons exposer les faits qui paraissent résulter des travaux actuels, en faisant remarquer cependant que les relations admises des filons entre eux pourront être modifiées par des travaux plus développés en profondeur.

Le terrain dans lequel sont les filons est composé de gneiss et de granite. Le gneiss n'a été rencontré par les travaux souterrains que depuis la surface jusqu'au niveau du stollen; au-dessous de ce niveau le granite est la seule roche encaissante. Le niveau du stollen est à une faible profondeur au-dessous de la surface; ainsi au-dessus du stollen lui-même, la surface est à 20 mètres seulement au-dessus de la galerie; vers le Nord, cette hauteur varie entre 20 et 17 mètres; vers le Sud, la surface du terrain se relève un peu, et sa hauteur au-dessus du niveau du stollen augmente jusqu'à 35 mètres (à 200 mètres environ au Sud du stollen).

Jusqu'à la profondeur de 40 mètres environ au-dessous de la surface, le gneiss et le granite sont facilement altérables à l'air et fissurés dans trois directions différentes. On peut distinguer, outre les filons principaux, de nombreuses fissures parallèles et sans continuité. Dans la profondeur, les fissures secondaires deviennent plus rares; le granite est plus dur, moins facilement altérable, et à 40 mètres environ au-dessous du stollen, on ne distingue plus que les veines principales ou filons bien caractérisés.

Cette disposition explique, jusqu'à un certain point, l'embarras dans lequel on s'est trouvé pour définir, par les travaux faits au niveau supérieur, les relations des différents filons.

Système de filons. — On distingue maintenant trois systèmes de filons bien caractérisés.

Les plus récents, ou au moins ceux qui coupent et rejettent tous les autres, sont dirigés entre l'heure 10 1/2 et l'heure 11 1/2; ils plongent à l'Ouest sous des angles voisins de 75° à 80°. On connaît deux filons principaux appartenant à ce système; ils sont distants seulement d'une vingtaine de mètres, et l'un d'eux vient couper le filon du puits à une faible distance du stollen. Ces filons sont principalement argileux et quartzeux; ils renferment des veines de pyrite de fer, mais seulement des veinules irrégulières de galène; le minerai ne s'est même présenté que près des croisements des filons métalli-

fères. On peut les considérer comme des croiseurs à peu près stériles dirigés, en moyenne, sur l'heure 11.

La seconde direction de filons est celle sur l'heure 1 à 2. C'est celle du filon principal de Rosier ou filon du puits.

Au Nord du stollen le filon du puits est métallifère sur plus de 300 mètres en direction ; il plonge vers l'Est, mais seulement au-dessus du niveau du stollen ; dans la profondeur il devient presque vertical. Au Sud du stollen il est coupé et rejeté par les deux croiseurs dont nous venons de parler : pour chacun d'eux le rejet a lieu vers l'Est pour la partie méridionale. Au Sud du stollen l'inclinaison du filon est plutôt vers l'Est que vers l'Ouest ; mais le filon est à peu près vertical.

Lorsque les premiers travaux ont été faits au niveau et au Sud du stollen, on n'a pas distingué le croisement du filon du puits par le croiseur argileux, et on a supposé que le filon lui-même se divisait en deux veines. La relation entre ces deux veines a été bien mise en évidence par les travaux au troisième étage.

Le troisième système de filons, les plus anciens, puisqu'ils sont coupés et rejetés par ceux des deux systèmes précédents, est dirigé sur l'heure 3. On exploite au Sud du stollen une magnifique colonne de minerai comprise entre les deux croiseurs argileux, et appartenant à un filon dirigé sur l'heure 3, plongeant vers l'Ouest. Les rejets de ce filon, dit filon n° 2, par les deux croiseurs argileux, n'ont pas encore été bien étudiés ; mais le minerai pénètre avec assez d'abondance dans les deux croiseurs, et semble indiquer par sa direction que les rejets sont dans le même sens, et vers l'Est, pour la partie méridionale du filon n° 2.

Plusieurs filons argileux ou pyriteux ayant cette même direction, heure 3, sont coupés et rejetés dans le même sens par le filon du puits.

Outre ces trois systèmes principaux, nous pourrions considérer encore les filons, en assez grand nombre, qui sont exclusivement pyriteux. Plusieurs paraissent dirigés sur l'heure 1 à 2. Comme la pyrite n'est pas argentifère, on n'a pas étudié ces filons. Cependant leur relation avec les filons métallifères serait importante à connaître.

Filon du puits. — Le filon du puits est composé d'une roche feldspathique, facilement altérable à l'air près de la surface, mais assez dure et peu altérable à une certaine profondeur. Elle ne contient pas de baryte sulfatée, et se présente fréquemment avec des caractères fort analogues à ceux du granite encaissant : dans les parties métallifères les salbandes ne sont pas en général très-sensibles ; au contraire, dans les parties stériles on distingue toujours des salbandes d'argile noire. Dans la profondeur le filon est moins puissant, mais aussi bien plus nettement caractérisé : près de la surface on a rencontré bien

des veines secondaires parallèles au filon. Le minerai est ordinairement grenu ou à petites lamelles, disposé par veines ou veinules, et bien rarement en mouches disséminées dans la gangue.

Près du puits on a rencontré une colonne peu importante de galène à grandes lamelles, bien moins riche en argent que le minerai de toutes les autres parties du filon. Plusieurs échantillons essayés au laboratoire ont rendu de 70 à 76 p. 100 de plomb; ce plomb tenait seulement 60 grammes d'argent aux 100 kilogrammes, tandis qu'un grand nombre d'échantillons pris dans les différentes parties des travaux ont donné à l'essai de 17 à 55 pour 100 de plomb, le plomb tenant de 370 à 620 grammes d'argent.

La grande différence d'aspect, et de richesse en plomb et en argent, semble indiquer que la colonne de galène à grandes lamelles, rencontrée auprès du puits, n'appartient pas au filon lui-même. On n'a pas encore exploré le terrain aux environs du puits, de sorte qu'on ne peut affirmer que cette colonne appartient à un croiseur.

Vers le Sud du stollen, dans les régions désignées sous les noms de Sainte-Hélène et Saint-Marc, la galène s'est présentée jusqu'au niveau du stollen, noire, terne, en partie altérée; elle a présenté des cristaux assez nombreux de plomb carbonaté et de plomb arséniaté. Sous cet aspect la galène s'est fait remarquer par une grande richesse en argent; plusieurs échantillons ont donné à l'essai du plomb riche de 600 à 1,800 grammes d'argent aux 100 kilogrammes. Dans ces mêmes régions la crête du filon a présenté une quantité assez grande d'oxyde de fer, et les caractères d'un très-beau chapeau de fer.

La galène du filon du puits renferme quelques mouches de pyrite de fer, rarement quelques veinules et jamais de veines continues de ce minéral. Elle contient, au contraire, une certaine quantité de blende; la gangue est toujours plus ou moins quartzeuse : la proportion de quartz augmente dans la profondeur.

Le filon du puits renferme du minerai sur presque toute l'étendue explorée; on peut distinguer quatre colonnes principales, lesquelles paraissent répondre aux parties du filon comprises entre les croiseurs successifs.

Première colonne de minerai. — Au Nord du puits le minerai se présente sur une cinquantaine de mètres en direction, avec une puissance très-variable.

Auprès du puits le minerai est disséminé en veinules irrégulières; plus au Nord l'épaisseur réduite du minerai atteint $0^{m},50$.

L'exploitation de plusieurs parties de cette colonne a donné, par mètre cube en place, de 100 à 1,000 kilogrammes de schlich. La richesse de la galène en argent a fort peu varié. Le plomb obtenu dans les essais au laboratoire, comme le plomb d'œuvre donné par le traitement métallurgique, ont toujours tenu à peu près 400 grammes d'argent aux 100 kilogrammes.

Vers le Nord le minerai cesse et l'exploration du filon a été continuée jusqu'à 175 mètres du puits sans indiquer de veines exploitables; au Sud et près du puits le minerai cesse progressivement. On peut supposer, d'après ce que nous avons dit plus haut, que la petite colonne de minerai à grandes lamelles signale un croiseur inexploré jusqu'à présent.

DEUXIÈME COLONNE. — Dans la partie du filon comprise entre le puits et le croiseur argileux, ou le stollen, c'est-à-dire sur une longueur d'environ 80 mètres, le minerai se trouve disséminé assez irrégulièrement, mais il se présente assez continu et exploitable avec bénéfice, sur plus de 50 mètres en direction. Cette colonne donne du minerai un peu moins riche en argent que celui de la précédente. Plusieurs échantillons essayés au laboratoire ont rendu de 17 à 46 pour 100 de plomb, le plomb tenant de 300 à 500 grammes d'argent. La partie exploitée a donné, par mètre cube en place, en moyenne, 400 kilogrammes de schlich, et le traitement métallurgique a rendu du plomb d'œuvre riche à 350 grammes d'argent.

Au Sud le minerai se continue dans le croiseur jusqu'à une certaine distance, avec une puissance parfois assez grande.

TROISIÈME COLONNE. — Entre les deux croiseurs, sur l'heure 11, le minerai forme une assez belle colonne, d'une quarantaine de mètres en direction; elle n'a pas été bien explorée au niveau du stollen, et dans la profondeur les travaux commencés plus au Sud n'ont pas encore défini sa puissance. Plusieurs échantillons essayés au laboratoire ont rendu du plomb tenant de 400 à 480 grammes d'argent.

QUATRIÈME COLONNE. — La colonne la plus importante se trouve au Sud du stollen, dans la région Saint-Marc. Le minerai est connu maintenant au troisième niveau sur plus de 150 mètres en direction; la partie la plus riche est auprès du puits Saint-Marc (175 mètres au Sud du stollen). Là, le minerai se présente en veines puissantes pendant une trentaine de mètres : l'épaisseur réduite de la galène varie entre $0^m,25$ et $0^m,35$. Les échantillons essayés au laboratoire ont rendu de 35 à 45 pour 100 de plomb riche à 600 et 625 grammes d'argent.

Vers le Nord et vers le Sud la puissance du minerai diminue assez rapidement, et l'épaisseur réduite de la galène ne dépasse pas en général $0^m,10$ à $0^m,15$. En deux points, et seulement pendant quelques mètres en direction, l'épaisseur réduite s'est élevée à $0^m,25$, comme auprès du puits Saint-Marc.

Nous avons essayé un grand nombre d'échantillons provenant des différentes parties de cette colonne; le rendement en plomb a varié entre des limites très-étendues; au contraire, la richesse du plomb en argent a été fort constante : le plomb a rendu de 500 à 550 grammes d'argent aux 100 kilogrammes.

FILON N° 2. — La seule partie bien connue du filon n° 2 est celle comprise entre les deux croiseurs argileux dirigés sur l'heure 11. Elle présente une colonne de minerai, longue d'environ 25 mètres, explorée maintenant depuis la surface jusqu'à 60 mètres de profondeur. La puissance du filon est d'environ 2 mètres, et l'épaisseur réduite de la galène dépasse 0m,50. Le minerai se continue jusqu'à une certaine distance dans les croiseurs, ce qu'on expliquait par des coudes brusques du filon sur l'heure 11, avant que les différents systèmes de filons ne fussent bien distingués. Au Nord et au Sud des deux croiseurs le filon n° 2 n'a pas encore été convenablement exploré.

Dans la partie bien reconnue la galène présente par son aspect de grandes analogies avec celle du filon Saint-Georges de Roure. Cette analogie est tellement frappante, que tout ingénieur visitant ce filon après le Saint-Georges, ne manquera pas de dire : Voilà le Saint-Georges de Roure. A la partie supérieure du filon on remarque une grande abondance de pyrite de fer, décomposée près de la surface. Dans la profondeur la pyrite de fer disparaît, mais se retrouve à peu de distance du filon, au toit et au mur, formant deux veines puissantes presque parallèles et dirigées sensiblement sur l'heure 2. La galène, presque toujours cristalline, se présente en de nombreuses géodes, en cristaux bien définis, accompagnée de quartz saccharoïde et de pyrite de fer. La richesse en argent est la même que dans le filon Saint-Georges. Les essais au laboratoire de nombreux échantillons, le traitement métallurgique ont donné du plomb d'œuvre tenant de 450 à 560 grammes d'argent aux 100 kilogrammes.

Les travaux d'exploration, qui doivent réunir prochainement les deux mines de Roure et Rosier, indiqueront si réellement les deux veines riches en minerai, Saint-Georges de Roure et filon n° 2 de Rosier, appartiennent à un même filon ou à deux filons parallèles.

CROISEURS ARGILEUX. — Les deux croiseurs argileux n'ont pas encore été convenablement explorés, excepté dans les parties voisines du filon du puits et du filon n° 2.

Au Sud du croisement du filon du puits, auprès du stollen, le premier croiseur contient du minerai pendant une quarantaine de mètres, avec une puissance réduite variable entre 0m,15 et 0m,25. Ce minerai est riche en argent; plusieurs essais, faits au laboratoire, ont rendu du plomb d'œuvre riche de 400 à 500 grammes d'argent. Cette colonne métallifère paraît augmenter d'étendue en profondeur.

Auprès du filon n° 2, le même croiseur a présenté une colonne de minerai, de 30 mètres environ en direction, assez analogue à la précédente par la puissance et la richesse en argent du minerai.

Le second croiseur est beaucoup moins connu ; il ne renferme aux croise-

ments des filons métallifères que des veinules peu continues de galène. Sa puissance est assez grande et dépasse 2 mètres. Ce croiseur est composé de roche feldspathique altérée ayant la consistance d'une argile, de veines de pyrite de fer en partie altérée, et de quartz blanc laiteux en veines puissantes et continues.

FILONS STÉRILES SUR L'HEURE 3. — Enfin les filons stériles, dirigés sur l'heure 3, rencontrés par le filon du puits dans la région Saint-Marc, n'ont pas été explorés; ils sont composés d'une roche feldspathique altérée, accompagnée de pyrite de fer décomposée, et ne contiennent pas de galène. Au contact de ces filons la roche granitique devient blanchâtre et beaucoup moins consistante; aussi les mineurs, travaillant à prix fait, ont-ils toujours une grande disposition à dévier de la direction du filon du puits, pour suivre cette direction heure 3, qui correspond en certains points à une dureté beaucoup moindre du terrain. Il faut exercer sur eux une surveillance constante pour éviter ces changements de direction, lesquels malheureusement ont eu lieu trop souvent dans le commencement des travaux.

Nous considérerons maintenant, aussi rapidement que possible, les travaux faits aux différents niveaux.

NIVEAU DU STOLLEN. — Au niveau du stollen, et vers le Nord, on a exploré le filon du puits sur plus de 100 mètres en direction. On a rencontré le minerai de la première colonne, se continuant avec une puissance variable pendant plus de 80 mètres. A cette distance du stollen on a commencé le grand puits de Rosier, sur lequel est maintenant installée une machine à vapeur. Au Nord du puits l'exploration a été promptement abandonnée; on aura probablement perdu le filon, car au niveau inférieur le minerai se continue à une distance plus grande au Nord. On a exploité le minerai reconnu, en remontant jusqu'au jour; cette exploitation a donné en moyenne, par mètre cube en place, 400 kilogrammes de schlich bon à fondre.

Au Sud du stollen les travaux d'exploration ont été poussés dans deux directions différentes, distinguées sous les noms de : galerie de recherche à droite, galerie de recherche à gauche. Il est maintenant bien évident que ces deux galeries ont suivi fort irrégulièrement, la première, le filon du puits lui-même, la seconde, le croiseur sur l'heure 11 1/2.

La galerie de recherche à droite a perdu et coupé plusieurs fois le filon du puits; elle l'a rejoint par une traverse à 130 mètres environ du stollen dans la région Sainte-Hélène et Saint-Marc, a suivi le minerai pendant une trentaine de mètres, et s'est égarée de nouveau dans la roche, en suivant la direction heure 3 pendant plus de 100 mètres. On a exploité le minerai, en remontant, en deux points différents; les deux veines exploitées ont été

considérées, bien à tort, comme deux filons distincts de celui du puits, et désignés sous les noms de Sainte-Hélène et Saint-Marc.

On reprend maintenant ces travaux irréguliers, dans le but de foncer rapidement dans la région Saint-Marc un nouveau puits d'extraction.

Dans la galerie de recherche à gauche, on n'a fait que peu de travaux ; on a d'abord suivi le minerai pendant quelques mètres, puis rencontré un passage stérile et abandonné la recherche. Plus tard, après la découverte du filon n° 2 au niveau inférieur, on a repris l'exploration, en revenant du filon n° 2 vers le stollen ; on a constaté la présence du minerai auprès du filon n° 2 et auprès du filon du puits. Ces deux colonnes ont été exploitées en remontant et ont produit du très-bon minerai riche en argent.

Second niveau. — Le second étage d'exploitation et de recherche a été commencé à 25 mètres au-dessous du niveau du stollen, par le puits de Rosier et par un bure enfoncé auprès du stollen. Entre ces deux puits on a exploité la colonne de minerai dont nous avons parlé précédemment. On n'a fait que peu de recherches au Nord du grand puits.

Au Sud du stollen les travaux ont été dirigés dans le croiseur sur l'heure 11 1/2, que l'on considérait alors comme le prolongement du filon du puits. On a rencontré une colonne assez belle, présentant du minerai pendant près de 40 mètres en direction, avec une puissance assez variable ; en plusieurs points l'épaisseur réduite de la galène s'est élevée à $0^{m},30$. On a constaté la présence du minerai, avec la même puissance dans la hauteur, et on a commencé son exploitation.

Au Sud on a suivi le filon stérile pendant plus de 50 mètres, bien nettement séparé de la roche encaissante par des sallbandes d'argile noire. A cette distance la galène s'est montrée de nouveau en veinules peu puissantes, et bientôt on a rencontré la riche colonne du filon n° 2, dirigée sur l'heure 3. On a exploité cette colonne en remontant, sans pousser les recherches plus loin vers le Sud.

L'exploitation du filon n° 2 en remontant, a constaté l'abondance de plus en plus grande de la pyrite. Auprès du jour l'inclinaison du filon s'approche de l'angle de 45°, et la pyrite, en partie altérée, devient tout à fait dominante. Cette circonstance est maintenant bien expliquée par les travaux du niveau inférieur ; elle résulte du croisement, dans la hauteur, du filon n° 2 par la veine de pyrite du mur.

Malgré l'abondance de la pyrite, l'exploitation a fourni une grande masse de bon minerai riche en argent. Le plomb d'œuvre provenant de la galène exploitée, a rendu à la coupellation près de 500 grammes d'argent aux 100 kilogrammes.

L'exploitation dans la hauteur a fait connaître plusieurs faits dont mainte-

nant l'explication est assez facile. Le minerai conserve pendant 25 mètres environ la direction heure 3, et se continue au Nord et au Sud, pendant quelques mètres, avec la direction heure 10 1/2 à 11. Cette direction est celle des deux croiseurs argileux, qui rejettent, tous les deux dans le même sens, le filon n° 2.

Tous ces travaux ont indiqué dans la roche encaissante, de nombreuses fissures parallèles à trois directions principales : heure 1 1/2, heure 11, heure 3. Les unes sont remplies d'argile, les autres de minerai ; au contact de la galène et de la pyrite la roche est toujours assez fortement altérée ; ces fissures ou veinules secondaires, très-nombreuses près de la surface, deviennent de plus en plus rares en profondeur, et le terrain encaissant est plus dur et moins facilement altérable à l'air.

A ce niveau de 25 mètres on a fait des recherches dans la région Saint-Marc, par un puits foncé à partir du niveau du stollen et nommé puits Saint-Marc. On a exploré et ensuite exploité la partie riche de la colonne Saint-Marc, et dirigé les travaux vers le Nord en suivant assez régulièrement le filon; on a retrouvé le minerai exploitable à une petite distance au Sud de l'aplomb du stollen ; on l'a exploité en remontant, et en même temps exploré par une foncée en profondeur.

Troisième niveau. — Les travaux les plus importants ont eu lieu à 49 mètres au-dessous du stollen[1], au troisième niveau ; ils ont fait connaître les relations qui existent entre les différents filons, relations que les travaux exécutés aux niveaux supérieurs ne définissaient pas exactement.

Au nord du puits, le filon, d'abord à peu près stérile, a présenté des veinules et des veines puissantes de galène pendant 53 mètres en direction ; il s'est ensuite montré stérile pendant plus de 125 mètres : dans la partie métallifère, exploitée en remontant, le rendement du mètre cube en place a varié de 100 à 1,000 kilogrammes de schlich.

A 100 mètres au Nord du puits, on a dirigé une recherche à l'Ouest; elle a rencontré à 35 mètres seulement le filon de quartz, stérile, et donnant en outre une très-grande quantité d'eau. On s'est empressé de boucher la galerie par un serrement; mais la roche n'est pas assez compacte pour que le serrement puisse retenir complétement les eaux.

A l'extrémité de la galerie, c'est-à-dire à 175 mètres environ au Nord du puits, on a fait une nouvelle recherche à l'Est; elle a rencontré une veine

1. Le puits descend à 8 mètres au-dessous du troisième niveau, ce qui lui donne une profondeur totale de 74 mètres : 17 mètres de la surface au niveau du stollen; 49 mètres entre le stollen et le troisième niveau; 8 de puisard. Ces 8 mètres ont suffi jusqu'à présent pour réunir les eaux.

stérile parallèle au filon du puits. L'aérage devenant difficile, les travaux ont été abandonnés de ce côté.

Auprès du puits on a rencontré la petite colonne de galène à grandes lamelles dont nous avons parlé plus haut, mais sans reconnaître exactement sa relation avec le filon ; son étendue paraît peu importante.

Au Sud du puits, et jusqu'au croiseur sur l'heure 11, le filon du puits présente du minerai disséminé en veinules, sans aucun intervalle réellement stérile. En plusieurs points le minerai est en veines puissantes, et l'épaisseur réduite dépasse 0m,25.

L'exploration se continue, au Sud du croiseur, dans le filon lui-même, conservant, au delà du rejet, sa direction sur l'heure 1 1/2. On a déjà reconnu une assez belle colonne de minerai ayant plus de 50 mètres en direction, et dans laquelle l'épaisseur réduite de la galène dépasse 0m,20. Le plomb, provenant de l'essai de plusieurs échantillons, a rendu de 400 à 450 grammes d'argent. On a constaté, par un puits foncé dans le filon, que le minerai se continue bien en profondeur. La partie supérieure au troisième niveau a été exploitée.

Cette exploration vers le Sud rencontrera bientôt les travaux faits au même niveau par le puits Saint-Marc. Ces travaux ont reconnu le filon du puits déjà sur plus de 150 mètres en direction, principalement vers le Sud. Le minerai présente auprès du puits Saint-Marc une épaisseur remarquable, mais ne forme, au Nord et au Sud, que des veinules peu puissantes. Cependant, en plusieurs points, l'épaisseur réduite de la galène a dépassé 0m,15. Sur toute l'étendue de cette colonne métallifère, la richesse de la galène en argent est assez grande : un grand nombre d'échantillons, essayés au laboratoire, ont donné du plomb tenant plus de 500 grammes d'argent aux 100 kilogrammes.

Dans le filon n° 2, au troisième niveau, on a reconnu le minerai, riche en argent et très-abondant, dans la colonne comprise entre les deux croiseurs. La galène se présente sur plus de 2 mètres, et son épaisseur réduite est supérieure à 0m,50 sur presque toute l'étendue de la colonne. Ce minerai est cristallin, et le filon présente de nombreuses géodes, dans lesquelles la galène accompagnée de quartz, est en cristaux octaèdres ou dodécaèdres, offrant la plus grande analogie avec le minerai du Saint-Georges de Roure. Au Nord et au Sud, les croisements sont bien distincts, mais n'ont pas encore été suffisamment explorés.

Une traverse, bientôt terminée, longue d'environ 40 mètres, établira une communication entre cette colonne du filon n° 2 et la région Saint-Marc du filon du puits. Dans le filon n° 2, on continue l'exploitation du minerai au-dessus du troisième niveau.

La pyrite de fer n'est plus mélangée avec la galène en aussi forte propor-

tion que dans les parties supérieures du filon n° 2; mais elle forme deux veines latérales assez puissantes : celle du mur paraît s'écarter de plus en plus du filon; mais la veine du toit le rencontrera probablement à une certaine profondeur.

Ces deux veines de pyrite, l'aspect du minerai, la direction sur l'heure 3, établissent une analogie frappante entre le filon n° 2 et le Saint-Georges de Roure : la seule différence qu'on puisse citer est la variation dans la richesse en argent qu'a présentée le Saint-Georges, tandis que le filon n° 2 a constamment donné du minerai très-riche. Bientôt les deux mines seront réunies par des galeries, et la question de l'identité ou du parallélisme des deux filons sera décidée.

Nous ferons remarquer ici que maintenant la mine de Rosier fournit la plus grande partie du minerai fondu à l'usine; la mine de Roure avait suffi presque seule aux besoins de l'usine pendant plusieurs années; et enfin, dans le principe, tout le minerai fondu provenait des mines de Pranal.

Nous insistons sur ce point, parce que, dans tous les districts métallifères, comme à Pontgibaud, il faut avoir toujours plusieurs mines en exploitation pour suffire à l'entretien d'une usine en constante activité. Le minerai est généralement réparti trop irrégulièrement dans les filons métallifères pour que l'exploitation d'un seul gîte puisse donner constamment du minerai en quantité suffisante. On peut citer de rares exceptions, mais, en général, il faut compenser les irrégularités des gîtes en basant la production totale sur l'exploitation simultanée de plusieurs filons.

Puits de Rosier. — Le puits foncé dans le filon à 80 mètres au Nord du stollen, a maintenant 74 mètres de profondeur; il sert à l'extraction et à l'épuisement. On a installé depuis quelques années, à son orifice, une machine à vapeur oscillante de la force de douze chevaux; elle sort des ateliers de M. Cavé, à Paris. Un frein et une disposition ingénieuse d'embrayage permettent d'arrêter à volonté le mouvement des tonnes dans le puits.

La machine est plus que suffisante pour élever au niveau du stollen le minerai abattu, environ 400 mètres cubes en place par mois, et 300 mètres cubes d'eau en vingt-quatre heures. Le minerai est élevé dans des chariots, contenant 3 hectolitres, au moyen desquels s'opère le roulage dans les galeries; on évite ainsi le chargeage spécial au fond du puits. L'épuisement des eaux est fait à la tonne.

L'extraction et l'épuisement sont donnés ensemble à l'entreprise à 4f,50 ou 6 francs par mètre cube exploité, suivant que la houille provient de Bourglastic ou de la Vernade.

Roulage. — Le roulage intérieur jusqu'au puits est donné à l'entreprise à

$0^f,10$ par chariot de 3 hectolitres : le roulage du puits au jour est payé $0^f,04$ par chariot.

Nous ne parlerons pas du mode d'exploitation, des prix d'abatage, de boisage, etc. Ce que nous avons dit pour la mine de Roure s'applique exactement à celle de Rosier.

PERSONNEL. — Les travaux de la mine de Rosier occupent de 130 à 150 ouvriers, surveillés par deux piqueurs. Tous sont payés à l'entreprise.

Les ateliers au jour emploient en outre :

Deux forgerons, quatre charpentiers, six scieurs de long; tous payés à la journée.

TRANSPORT A LA LAVERIE. — Les bennes-chariots contenant les minerais sont déchargés au jour au moyen d'une bascule. Les minerais sont ensuite chargés dans des waggons contenant 1/2 mètre cube, et sont roulés sur un chemin de fer à l'atelier de lavage, distant de 580 mètres. Deux hommes suffisent à ce roulage; on leur paye $0^f,156$ par waggon, ce qui répond à près de $0^f,60$ par mètre cube en place exploité.

Préparation mécanique des minerais.

Les ateliers de lavage des minerais de Roure et Rosier sont établis dans la vallée de la Faye et sur le flanc de la colline qui forme la rive gauche du ruisseau. Cette laverie n'a pas été construite sur un plan déterminé d'avance; diverses parties ont été successivement ajoutées à mesure que les mines ont fourni une plus grande quantité de minerais. Aussi la disposition des ateliers paraît-elle au premier abord assez singulière.

Les bâtiments sont presque tous construits en planches goudronnées sur fondations en maçonnerie; ils sont disposés en étages correspondant aux principales opérations de la préparation mécanique : on peut distinguer les étages par les titres des opérations successives.

1er Étage. — Arrivée des minerais; cassage et triage; grille de débourbage.
2e Étage. — Sortie du débourbage; triage des minerais débourbés.
3e Étage. — Lavage des sables et schlamms du débourbage.
4e Étage. — Bocardage d'en haut (bocardage).
5e Étage. — Criblage d'en haut.
6e Étage. — Bocardage d'en bas (bocardage fin).
7e Étage. — Lavage, sur des cribles et sur des tables, des menus.
8e Étage. — Lavage des schlamms.

Les distances verticales entre les différents étages sont assez irrégulières : ainsi, le troisième n'est pas inférieur au second de plus de 2 mètres, tandis

que le bocard d'en bas est à plus de 10 mètres au-dessous du bocard d'en haut. Le huitième étage avait été, dans le principe, établi au niveau du cinquième, afin d'économiser l'achat de terrains assez considérables dans la vallée. Depuis quelque temps, on a pu replacer le lavage des schlamms dans sa position naturelle, c'est-à-dire à la suite du septième étage.

Eaux motrices. — Deux roues hydrauliques servent à mettre en mouvement les cribles, les appareils de classement et les bocards. Les eaux motrices et l'eau nécessaire au lavage sont fournies par deux sources qui débouchent à une certaine hauteur au-dessus du niveau de la vallée. Elles offrent le grand avantage de ne pas geler pendant l'hiver : dans cette saison, elles donnent une quantité d'eau très-grande ; en été, au contraire, leurs eaux ne suffisent pas pour les roues hydrauliques et pour le lavage. Il faudrait établir une petite machine à vapeur pour suppléer au manque d'eau motrice pendant l'été.

Les eaux de la mine de Rosier, amenées par un canal, servent également au lavage. La quantité d'eau totale, dont on peut disposer à la laverie pendant l'été, ne dépasse pas 2 mètres cubes par minute.

Roues hydrauliques. — La roue supérieure a 10 mètres de diamètre, $0^m,83$ de largeur, $0^m,26$ de couronne. Elle reçoit seulement les eaux de la source supérieure. La roue d'en bas a $9^m,30$ de diamètre ; elle utilise les eaux de la source inférieure et celles tombant de la roue d'en haut.

Depuis le commencement de 1850, on s'occupe de modifier les différents appareils, de manière à rendre les opérations aussi parfaites que possible. Ces changements n'étant pas encore tous réalisés, nous décrirons la préparation mécanique telle qu'elle était en 1849 ; nous indiquerons ensuite les modifications qu'elle doit subir.

Mode de préparation mécanique. — Les minerais arrivant des mines sont soumis à un premier triage, mais seulement pour les gros fragments ; on sépare les morceaux qui paraissent tenir plus de 20 à 25 p. 100 de galène. On désigne ce minerai riche sous le nom de minerai massif ; il est envoyé directement à l'usine, où il subit une préparation mécanique spéciale.

Tout le reste des minerais est débourbé.

On sépare, par un appareil, les gros fragments débourbés, des menus et des sables ; les menus et les sables sont conduits sur un appareil de classement, duquel résultent : des grenailles, des sables et des schlamms. Les grenailles et les sables sont lavés sur des cribles ; les schlamms sur des tables dormantes.

Les gros fragments sont triés et cassés au marteau à la main. Le minerai massif qui résulte de ce triage est encore envoyé à l'usine ; le minerai pauvre est conduit au bocard d'en haut. On bocarde à sec, en cherchant à éviter la production des schlamms. Le minerai bocardé tombe sur un appareil de

classement qui le divise en grosseurs différentes, et sépare les sables et les schlamms.

On lave sur des cribles les grenailles et les sables séparés par un débourbage, provenant de ces opérations; les sables fins et les schlamms sont traités sur des tables dormantes.

Le lavage aux cribles donne encore du minerai massif envoyé à l'usine, et du minerai pauvre qui passe au bocard d'en bas. Les produits du bocardage sont séparés de même par un appareil de classement et lavés sur des cribles ou sur des tables dormantes.

Dans ce mode de préparation, on sépare, dans les minerais des mines et dans les produits successifs, tout ce qui paraît contenir plus de 20 à 25 p. 100 de galène. Ce massif est soumis à l'usine à une préparation mécanique spéciale, dans laquelle, opérant sur une moins grande quantité de matières, on peut prendre les précautions nécessaires pour éviter toutes les pertes.

Dans les ateliers de Rosier, on soumet les minerais pauvres à des bocardages et à des criblages successifs, afin de rendre aussi faible que possible la proportion des schlamms, lesquels donnent toujours une perte notable en argent [1]. Par des appareils de classement et de débourbage, on sépare les matières en classes de grosseurs différentes, de manière à ne laver sur les cribles ou sur les tables que des matières à peu près de même grosseur.

La disposition des bâtiments en étages successifs a pour but et pour effet d'éviter la main-d'œuvre des transports.

Les minerais, arrivant des mines à la partie supérieure, descendent constamment dans les opérations successives, et sortent à l'état de massif, stérile, schlich, schlamms ou boues stériles qui se rendent dans des bassins de dépôt.

A cette disposition économique, on peut faire une objection assez grave. La surveillance est très-difficile dans des bâtiments aussi nombreux et complétement séparés les uns des autres.

Nous allons maintenant décrire les opérations successives. Nous reviendrons ensuite sur les dimensions des principaux appareils, les quantités de matières élaborées et d'eau nécessaire au lavage.

Arrivée des minerais. Cassage. — Les minerais arrivent, par chemin de fer, dans des waggons contenant 1/2 mètre cube; ce qui répond à un peu plus de 1/4 mètre cube de roche abattue en place. Les menus et fragments de toute grosseur sont mélangés, et, de plus, trop sales pour qu'on puisse les trier immédiatement. On se contente de séparer les gros fragments, de les casser au marteau et de les trier. Cette première opération donne du minerai

1. Cette perte d'argent par les schlamms a été bien constatée à Pontgibaud, et longtemps auparavant dans plusieurs laveries d'Allemagne.

massif, une très-petite quantité de stérile et des matières pauvres, lesquelles passent au débourbage.

Débourbage. — Les minerais (des mines et du premier triage) sont jetés sur une grille en fer, qui présente des ouvertures de $0^{m},08$ de côté, et sur laquelle arrive un courant d'eau continu.

Les morceaux, trop gros pour passer à travers ces ouvertures, sont cassés au marteau; le minerai massif est séparé, et le reste jeté de nouveau sur la grille de débourbage.

Au-dessous de la grille est une trémie qui conduit toutes les matières sur un tamis incliné, auquel la roue supérieure donne un mouvement saccadé, analogue à celui des tables à secousses. Le tamis présente des ouvertures rondes de $0^{m},025$ de diamètre. L'eau, les boues, les sables et les menus passent par ces ouvertures, et tombent dans un canal incliné qui les conduit à un appareil de séparation.

Les fragments, dont les dimensions sont plus grandes que $0^{m},025$ de diagonale, glissent ou roulent sur le tamis par suite des saccades, et tombent sur la table de triage.

Deux hommes avancent constamment ce gros minerai débourbé sur le devant de la table, c'est-à-dire vers le côté où les femmes doivent faire le triage.

Triage du gros débourbé. — Les trieuses sont toutes placées sur une seule ligne. Chacune a devant elle, au-dessus de la table, une case pour les minerais massifs; au-dessous de la table, une caisse pour les minerais de bocard. Ces caisses sont disposées au-dessus d'un tunnel, et fermées à leurs parties inférieures par des portes à charnières. Derrière les trieuses sont des caisses, disposées de la même manière, destinées à recevoir les fragments stériles.

Les morceaux trop gros, ayant plus de $0^{m},04$ à $0^{m},05$ de diamètre, sont cassés et triés à part dans un atelier placé à la suite du premier.

Les fragments arrivant au triage ne sont pas toujours suffisamment bien lavés; aussi les trieuses ont à leur disposition des tuyaux en cuir, par lesquels elles font tomber, à volonté, de l'eau sur les morceaux à trier. La table est munie d'une rigole et d'un rebord; les eaux bourbeuses sont conduites au même appareil de classement et en même temps que les menus du débourbage.

Sur le sol des deux tunnels sont deux chemins de fer; on amène sous les caisses les waggons qui doivent conduire les minerais pauvres au bocard, et les stériles à une certaine distance sur le flanc de la colline. Cette disposition évite les frais de chargement et rend les transports économiques.

Classification des menus du débourbage. — Les menus du débourbage sont conduits, par un canal très-incliné, à l'appareil de classement.

Cet appareil n'est autre qu'un tamis à deux grilles, recevant un mouve-

ment saccadé de la roue supérieure ou à bras d'homme, suivant que les eaux motrices sont plus ou moins abondantes. Les deux grilles, placées l'une au-dessus de l'autre, et inclinées en sens contraire, présentent des ouvertures de $0^m,013$ et $0^m,006$.

L'appareil donne les produits suivants :

1° Des menus n° 1, dont la grosseur est comprise entre $0^m,025$ et $0^m,013$;

2° Des menus n° 2, dont la grosseur est comprise entre $0^m,013$ et $0^m,006$;

3° Des boues et sables, dont la grosseur est moindre que $0^m,006$.

Les menus n° 1 et n° 2, arrêtés par les deux grilles, tombent dans deux glissières séparées qui les conduisent à l'étage inférieur.

Débourbage des sables et schlamms. — Les boues et sables sont entraînés par l'eau dans une caisse de débourbage, placée au-dessous de l'appareil de classement. A la suite de la caisse de débourbage sont disposés un labyrinthe et des bassins intérieurs et extérieurs à l'atelier.

Dans la caisse de débourbage, un ouvrier agite constamment les sables avec une pelle, et retire ceux qui sont assez gros et assez lourds pour ne pas être entraînés par l'eau dans ce mouvement. Les sables fins et les schlamms sont entraînés par l'eau dans le labyrinthe et dans les bassins.

Dans le labyrinthe se déposent, à des distances différentes de la caisse de débourbage :

1° Des sables fins;

2° Des schlamms fins n° 1 et n° 2.

Dans les bassins intérieurs à l'atelier se déposent des schlamms très-fins n° 3 et n° 4.

Toutes ces matières sont soumises à des lavages.

Dans les bassins extérieurs ou bassins de dépôt, on recueille des boues considérées comme stériles. Les eaux, éclaircies par le dépôt [1], sont conduites dans la vallée.

Lavage des sables et des schlamms. — L'atelier de lavage des sables et des schlamms est à côté de l'atelier de triage, et seulement à 2 mètres en contre-bas. Il renferme trois cribles, deux caissons allemands et six tables jumelles.

Sables. — Les gros sables débourbés (enlevés à la pelle) sont traités sur deux cribles manœuvrés à bras par des femmes.

Le lavage donne quatre produits :

1° Du schlich riche ou pyriteux ;

1. On a fait plusieurs fois sur les eaux bourbeuses une expérience assez curieuse. En ajoutant aux eaux troubles une petite quantité de sulfate de fer, on les rend claires presque immédiatement. Nous constatons le fait sans chercher à l'expliquer.

2° Du minerai de bocard;

3° Du stérile;

4° Des matières fines qui traversent les grilles, nommées fonds de cribles.

Le schlich est envoyé à l'usine ou relavé.

Le minerai de bocard est descendu par une glissière au bocard d'en bas.

Le stérile est jeté, après inspection du maître laveur, qui en fait l'essai dans un petit tamis; quand la matière n'est pas suffisamment stérile, les femmes doivent la repasser en entier et gratuitement sur les cribles.

Les fonds de cribles sont reportés au débourbage.

Le schlich riche, donné par les cribles, est souvent très-chargé de pyrite de fer; cela se présente toujours avec le minerai du filon Saint-Georges. Il faut alors le relaver sur les caissons allemands, et même ensuite sur un petit crible.

Le lavage aux caissons donne deux produits :

1° Schlich riche;

2° Matières fines et assez pauvres.

Le schlich est envoyé à l'usine, ou lavé de nouveau sur un crible quand il est encore pyriteux.

Les matières fines et pauvres sont portées à la caisse de débourbage des sables.

Sables fins. — Les sables fins, déposés en tête du labyrinthe, sont lavés sur deux tables jumelles portant les nos 1 et 2.

Le lavage, fait par des femmes, donne trois produits :

1° Schlich assez riche ;

2° Des sables pauvres à relaver sur les mêmes tables;

3° Des sables stériles.

Le schlich est ordinairement lavé de nouveau sur un crible avant d'être envoyé à l'usine.

Les sables à relaver sont un produit intermédiaire; nous ne l'avons distingué que parce que nous comptons donner plus loin sa richesse, comparée à celle du sable lui-même.

Le stérile est essayé à l'augette par le maître laveur, jeté s'il est bien appauvri, relavé par les femmes dans le cas contraire.

Schlamms. — Les schlamms nos 1 et 2 sont lavés sur deux tables jumelles : chaque lavée donne, comme pour les sables fins :

1° Schlich assez riche;

2° Schlamms pauvres à relaver sur les mêmes tables;

3° Stérile.

Les schlamms des bassins intérieurs nos 3 et 4 sont lavés sur les deux dernières tables qui portent les nos 5 et 6.

Chaque lavée donne encore : schlich, schlamms à relaver, stérile.

Schlich pyriteux. — Les schlichs pyriteux et barytiques de tout l'atelier sont lavés sur un petit crible.

Le lavage donne trois produits :

1° Du schlich très-riche ;

2° Du schlich pyriteux et barytique ;

3° Des matières fines qui traversent la grille.

Le schlich riche est envoyé à l'usine.

Le schlich pyriteux et barytique est jeté.

Les fonds de cribles sont lavés sur une table dormante et donnent du schlich riche et des sables fins stériles.

Criblage des menus du débourbage. — Nous avons vu précédemment que le débourbage des minerais donne des menus, dont la grosseur est inférieure à $0^m,025$ de diagonale : l'appareil de classement sépare les menus nos 1 et 2 des sables et des boues. Nous avons maintenant à nous occuper du traitement des menus nos 1 et 2.

Les deux numéros, descendus séparément par des glissières à l'étage inférieur, sont lavés sur des cribles, mis en mouvement par la roue supérieure.

L'atelier contient six cribles : deux sont affectés aux menus n° 1 ; deux aux menus n° 2 ; enfin les deux autres servent pour les gros sables débourbés, concurremment avec les deux cribles de l'atelier supérieur.

Le lavage aux cribles des menus nos 1 et 2 donne pour chaque numéro trois produits différents :

1° Minerai riche ;

2° Minerai de bocard ;

3° Matières fines traversant les grilles, ou fonds de cribles.

Le minerai riche est envoyé à l'usine.

Le minerai de bocard est descendu par une glissière au bocard d'en bas ou bocard fin.

Les fonds de cribles sont descendus également à l'atelier inférieur et réunis aux matières analogues produites dans cet atelier.

Criblage des sables débourbés. — Quant aux sables débourbés, le criblage donne quatre produits différents :

1° Minerai ou schlich riche ;

2° Minerai ou sable de bocard ;

3° Matières stériles ;

4° Matières fines traversant les grilles et se réunissant au fond des cuves des cribles.

Le schlich riche est envoyé à l'usine.

Le sable de bocard est descendu par une glissière au bocard d'en bas.

Le stérile est jeté, après l'essai par le maître laveur.

Les fonds des cuves des cribles sont descendus, comme les précédents, à l'étage inférieur.

Bocard d'en haut. — Le bocard d'en haut est placé à une petite distance et un peu au-dessous de l'atelier de triage. Il se compose de quatre batteries, chacune de trois pilons. Les sabots et la sole sont en fonte, les flèches sont en fer; le mouvement provient de la roue supérieure; il est communiqué par un arbre en fer muni de cames.

Les minerais sont déchargés sur un plan incliné, en arrière du bocard; ils passent assez rapidement sous les pilons, et glissent en avant, sur des plaques de tôle inclinées, percées de trous circulaires ayant $0^m,025$ de diamètre. Un gamin ramène sous les pilons, en les faisant remonter sur les plaques de tôle, les morceaux qui n'ont pas traversé les trous. On arrive par cette disposition, aussi complétement que le permet un bocard à sec, à écraser les fragments de minerais pauvres, en produisant peu de schlamms.

Les minerais, qui tombent par les ouvertures des plaques inclinées, sont entraînés par un courant d'eau dans un appareil de classement disposé comme l'appareil supérieur, c'est-à-dire composé de deux grilles, recevant de l'arbre du bocard un mouvement saccadé.

Les ouvertures des grilles ont $0^m,013$ et $0^m,006$.

Cet appareil divise les matières provenant du bocard en trois grosseurs :

1° Première grosseur : fragments de $0^m,025$ à $0^m,013$.

2° Seconde grosseur : fragments de $0^m,013$ à $0^m,006$.

3° Schlamms et sables ayant moins de $0^m,006$.

Les deux premières classes sont réunies aux matières de dimensions égales, provenant de l'appareil de classement supérieur, et passent aux criblages (*voir* page 602).

La troisième classe est descendue à l'atelier inférieur et se mêle aux matières analogues qui proviennent du bocard fin.

Pendant l'été la quantité d'eau disponible est souvent trop faible pour que la roue supérieure puisse mettre en mouvement le bocard d'en haut. On ne passe alors au bocard inférieur que des minerais pauvres, dont les morceaux ont moins de $0^m,025$ de côté, et dont un approvisionnement considérable existe à proximité. Il n'y a plus alors correspondance entre les produits de la partie inférieure de la laverie et ceux de la partie supérieure. Nous faisons cette remarque en vue des essais, dont nous donnerons plus loin les résultats.

Bocard d'en bas. — Le bocard d'en bas, ou bocard fin, est disposé comme le premier; il est composé de six batteries de trois pilons. Une des six batteries sert à pulvériser les minerais assez riches pour être traités directement dans le fourneau de grillage. Les cinq autres batteries sont affectées aux

minerais pauvres. Les tôles inclinées, en avant des pilons, sont percées de trous de 0m,005 de diamètre. Aucun appareil de classement n'est placé à la suite du bocard : les minerais pauvres, réduits en sables dont les grains ont au plus 0m,005 de diagonale, sont entraînés par un fort courant d'eau dans deux caisses de débourbage. Les gros sables sont arrêtés dans ces caisses, tandis que les sables fins et les schlamms se rendent dans un labyrinthe.

Les sables retirés de la première caisse sont en général trop pauvres pour être lavés; ils sont reportés au bocard.

Les sables plus fins, retirés à la pelle de la seconde caisse, sont traités sur des cribles. Il en est de même des sables plus fins restés en tête du labyrinthe. On désigne ces deux classes de sables par les nos 1 et 2.

Criblage des sables nos 1 et 2. — Les sables no 1 sont lavés sur quatre paires de cribles, auxquels le mouvement est donné par la roue inférieure.

Le criblage donne quatre produits :

1° Minerai riche;

2° Sables pauvres;

3° Sables stériles;

4° Matières fines traversant les grilles.

Le minerai riche est envoyé à l'usine.

Les sables pauvres sont portés au bocard.

Les sables stériles sont jetés après l'essai du maître laveur.

Les matières fines, ou fonds de cribles, sont réunies aux sables no 2, et le tout soumis à un nouveau débourbage à la pelle dans une caisse spéciale. Les sables fins débourbés, enlevés à la pelle, sont lavés sur quatre paires de cribles à bras. Le criblage donne, comme le précédent, quatre produits : riche, pauvre, stérile, matières fines au fond des cuves.

Les matières fines sont lavées sur deux caissons allemands. Le lavage donne seulement deux produits :

1° Schlich riche, envoyé à l'usine;

2° Sables pauvres, reportés à la caisse de débourbage.

Sables fins et schlamms. — Les sables très-fins et les schlamms, qui ne peuvent être enlevés à la pelle des caisses de débourbage, sont entraînés par l'eau dans un labyrinthe, dans lequel ils se déposent, suivant leur degré de finesse, à des distances différentes.

On distingue quatre classes :

No 1. Sables très-fins, déposés près de la tête du labyrinthe.

Nos 2, 3, 4. Schlamms de plus en plus fins.

Ces matières sont lavées sur des tables jumelles : quatre tables servent pour les sables, six pour les schlamms.

Chaque lavée donne trois produits :

1° Schlich assez riche pour être envoyé à l'usine;

2° Matière pauvre soumise à un second lavage sur la même table;

3° Matière stérile.

Ce dernier produit est essayé à l'augette par le maître laveur, et jeté s'il est bien pauvre, sinon il est relavé aux frais des femmes.

BOUES TRÈS-FINES. — Les eaux sortant du labyrinthe, et celles qui ont servi au lavage sur les tables, tiennent en suspension des boues très-fines. On réunit ces eaux dans des bassins de dépôt. Les boues qui en proviennent sont lavées sur dix tables jumelles; chaque lavée donne, comme précédemment, trois produits :

1° Schlich assez riche pour être envoyé à l'usine;

2° Matière pauvre, à relaver sur la même table;

3° Matière stérile, jetée après essai par le maître laveur.

DÉTAILS SUR LA PRÉPARATION MÉCANIQUE. — Nous allons maintenant donner quelques détails sur les dimensions des principaux appareils, sur les quantités de matières qu'ils peuvent traiter, sur la consommation d'eau et sur le nombre d'ouvriers nécessaire.

Cassage des gros fragments arrivant des mines. — Un homme suffit à ce travail; il est payé $0^f,04$ par waggon de minerai, soit $0^f,15$ par mètre cube exploité [1].

Débourbage. — La grille a 1 mètre de côté, les ouvertures $0^m,08$. Un homme et deux gamins sont employés à la manœuvre des minerais.

Le tamis à saccades, placé sous la trémie, a pour dimensions :

Longueur $1^m,60$; largeur $0^m,40$. Il est en tôle forte, percée de trous ayant $0^m,025$ de diamètre.

On fait ordinairement passer au débourbage 15 à 20 mètres cubes de minerais par journée de douze heures. Quand le minerai est argileux, les gros morceaux tombent sur la table de triage, assez mal nettoyés; les trieuses ont besoin de les laver de nouveau pour les trier facilement. Les minerais peu argileux arrivent assez bien lavés sur la table de triage.

Le débourbage exige de 3 à 4 litres d'eau par seconde, soit pour douze heures, de 130 à 172 mètres cubes d'eau, suivant la nature plus ou moins argileuse de la gangue des minerais.

Triage à la main. — La proportion de minerais passant au triage, après le débourbage, est assez variable : elle est comprise ordinairement entre 0,40

1. Cette opération, cassage à la main et triage, est faite maintenant avec plus de soins; elle occupe quatre ouvriers. On a trouvé un notable avantage à pousser plus loin le premier cassage et triage.

et 0,60 du minerai brut. Il faut pour le triage de la quantité de minerai brut, que nous avons indiquée tout à l'heure, de douze à quatorze femmes et deux hommes pour leur avancer les morceaux à trier. Les morceaux trop gros sont cassés et triés par quatre femmes dans un atelier voisin.

La quantité d'eau nécessaire au triage est assez faible; elle varie de 1 1/2 à 2 mètres cubes en douze heures.

Les trieuses ont à l'entreprise les trois opérations : débourbage des minerais, triage, cassage à la main. Elles reçoivent $0^f,20$ par waggon arrivé des mines, soit $1^f,50$ par mètre cube exploité.

Enlèvement des matières provenant du triage. — Les matières stériles sont transportées dans des waggons à plus de 100 mètres de distance, sur le flanc de la colline : les minerais pauvres sont transportés au bocard. Les minerais massifs sont descendus par une glissière au niveau de la route, chargés dans des charrettes et conduits à l'usine. Ces transports occupent deux hommes, payés $0^f,06$ par waggon arrivant des mines.

Appareil de classement. — Nous ne décrirons pas cet appareil, qui sera prochainement remplacé par un trommel; nous avons indiqué précédemment la seule partie importante, c'est-à-dire les dimensions des ouvertures des grilles. Pendant une partie de l'année, quand les eaux sont assez abondantes, l'appareil n'exige aucune main-d'œuvre. Pendant l'été il faut le mettre en mouvement à bras; une femme suffit à ce service; elle est payée $0^f,75$ par journée.

Débourbage des sables. — La caisse de débourbage a $0^m,60$ de profondeur, 1 mètre de longueur, $0^m,50$ de largeur. Elle est suivie d'une petite caisse, dans laquelle se déposent les sables fins, et du labyrinthe pour les schlamms.

Les sables sont enlevés à la pelle par l'ouvrier débourbeur : cet ouvrier est payé à la journée $1^f,25$ par les cribleurs, qui ont à l'entreprise le débourbage et le criblage des sables.

Le débourbage ne demande pas d'eau spéciale; celles du débourbage supérieur et du triage sont plus que suffisantes.

Criblage des gros sables. — Le criblage des sables est fait; à l'atelier supérieur, sur deux cribles manœuvrés à bras; à l'atelier inférieur, sur deux cribles mis en mouvement par la roue supérieure.

PL. XXVI, FIG. 5 et 6. — Les dimensions des cribles sont les suivantes :

Longueur $1^m,10$, largeur $0^m,70$, profondeur $0^m,15$.

Les caisses des cribles ont :

Longueur $1^m,80$, largeur $0^m,80$, profondeur $0^m,80$.

Les grilles sont faites en fil de fer n° 20; les ouvertures ont $0^m,0014$ de côté.

Le mouvement des cribles est alternatif et de rotation autour de l'un des petits côtés : l'amplitude des oscillations de l'autre extrémité ne dépasse pas $0^m,030$: leur nombre est d'environ 120 par minute. Ces nombres n'ont pas une constance absolue, et cela se comprend facilement, puisque pour deux des cribles le mouvement est donné à bras, et que pour les deux autres, mus par la roue supérieure, la vitesse varie nécessairement avec la quantité d'eau motrice et l'activité du bocard d'en haut.

L'eau est amenée à chaque crible par un tuyau en bois *a*.

La quantité d'eau consommée par les cribles n'a pas encore été mesurée avec soin; nous estimons qu'un crible exige un mètre cube d'eau en douze heures.

Un ouvrier suffit pour deux cribles; il peut laver dans sa journée $2^{mc},30$ à $2^{mc},40$ de sables. Cette quantité correspond à peu près à vingt-quatre waggons arrivant des mines. Le lavage est donné à l'entreprise à raison de $0^f,15$ par waggon de minerai brut. Nous avons déjà dit que les cribleurs doivent payer l'homme chargé du débourbage.

Les proportions des produits du criblage varient nécessairement avec la nature des minerais; plusieurs expériences ont donné des nombres peu différents des suivants :

Pour 100 de sables débourbés :

Minerai riche....................	30 à 35
Minerai de bocard...............	38 à 30
Stérile..........................	28 à 25
Matières fines traversant les grilles..	4 à 10

Les cuves doivent être vidées tous les deux jours.

Lavage au caisson allemand. — Le lavage des matières fines du criblage au caisson n'a pas été soumis à des expériences bien suivies. Nous donnerons seulement les dimensions du caisson :

Longueur 5 mètres, largeur 1 mètre, profondeur $0^m,60$, inclinaison $0^m,02$ par mètre.

Lavage aux tables jumelles. — Les tables ont les dimensions suivantes :

Longueur 4 mètres, largeur $0^m,80$, profondeur $0^m,06$; l'inclinaison est la même pour toutes les tables; elle est déterminée par tâtonnement de manière à ce que l'eau s'étende facilement en nappe sur toute la largeur de la table.

Il faut pour le lavage et pour une table, une seule femme pendant l'été, et deux femmes pendant l'hiver.

Chaque lavée est de 20 litres pour les sables fins, et seulement de 10 litres pour les schlamms. Le temps nécessaire pour une lavée est ordinairement

de 60 minutes pour les schlamms, et seulement 40 minutes pour les sables. Il suit de là que sur une table on peut laver en douze heures :

360 litres de sables fins,
120 litres de schlamms.

On fait arriver sur la table pendant le lavage une quantité d'eau assez variable :

Au commencement d'une lavée.	18 litres	par minute.
Vers le milieu................	25	*id.*
A la fin......................	15	*id.*

Une table consomme, terme moyen, 1^mc^,20 d'eau par heure, et dans une journée de 14 à 15 mètres cubes.

Les six tables de l'atelier exigent dans une journée de 84 à 95 mètres cubes d'eau.

Le lavage aux tables jumelles est donné à l'entreprise et payé en raison de la quantité de schlich.

On donne par caisse de schlich pesant environ 100 kilogrammes :

Pour le lavage des sables...............	1f,50
Pour le lavage des premiers schlamms...	2f,50
Pour le lavage des schlamms fins........	6f,00

Ces prix donnent aux femmes de 0f,55 à 0f,60 par journée ; on peut en conclure qu'une table dormante produit en douze heures :

40 k. schlich pour 360 litres de sables fins.
24 k. — pour 120 litres de schlamms n° 1.
10 k. — pour 120 litres de schlamms fins.

Lavage des schlichs pyriteux. — Cette opération n'est pour ainsi dire qu'accidentelle; elle a été rendue nécessaire par la grande quantité de pyrite contenue dans certaines parties du filon Saint-Georges de Roure.

Criblage des menus du débourbage. — Les cribles ont les dimensions indiquées précédemment : ils sont tous mis en mouvement par la roue supérieure qui souvent, pendant l'été, ne peut faire d'autre travail.

Chaque paire de cribles exige deux femmes, qui peuvent élaborer en douze heures de 6 à 8 mètres cubes de matières.

Plusieurs expériences ont indiqué que 100 de minerais arrivant des mines donnent ordinairement 15 de menus n° 1, et 14 de menus n° 2, et que de plus, au criblage, on retire de 100 de menus :

	Menu N° 1.	Menu N° 2.
Minerai massif envoyé à l'usine.............	20	25
Minerai de bocard..........................	77	70
Matières fines traversant les grilles..........	3	5

Les femmes sont payées 0f,02 par waggon de minerais arrivant des mines; elles gagnent à peu près 0f,60 par jour.

Chaque crible consomme environ 1 mètre cube d'eau en douze heures.

Bocardage. — Le bocard d'en haut, mis en mouvement par la roue supérieure, compte douze pilons en quatre batteries. Chaque pilon pèse 80 kilogrammes quand il est neuf, et 68 à 70 kilogrammes au moment où le sabot doit être remplacé. La levée des pilons est d'environ 0m,30; elle n'est pas constante, à cause de l'usure progressive des sabots.

En douze heures, le bocard écrase facilement 15 à 16 mètres cubes de minerai provenant du triage, bien entendu quand l'eau de la source supérieure est assez abondante pour faire tourner la roue. Cette quantité est bien supérieure à celle que devrait écraser le bocard, s'il était en activité régulière.

Pour faire glisser les minerais sur les plaques inclinées en avant des pilons, il faut un gamin par batterie; il est payé 0f,48 par mètre cube écrasé.

Les produits donnés par le bocard sont un peu variables; plusieurs expériences ont indiqué les proportions suivantes :

Matières pour le criblage :	1re grosseur...	17 à 18 p. 100
	2e grosseur...	17 à 18
Matières fines pour l'atelier d'en bas........		54 à 55
Schlamms..............................		12 à 9

Le bocard est à sec; quant à l'appareil de classement disposé au-dessous, il exige une certaine quantité d'eau : on ne l'a pas mesurée, parce qu'elle provient des lavages dans les ateliers supérieurs.

Bocardage fin. — La disposition du bocard fin est la même que celle du bocard d'en haut. La batterie, affectée aux minerais riches, est desservie par un gamin payé 0f,10 par 100 kilogrammes de minerai écrasé. Pour les quinze autres pilons, il faut cinq gamins payés 0f,68 par mètre cube de minerai écrasé. On pourrait facilement passer en douze heures 9 mètres cubes de minerai.

On n'a pas mesuré la quantité d'eau nécessaire pour entraîner dans la caisse de débourbage les produits du bocard d'en bas.

Débourbage. — Le débourbage est fait à la pelle dans deux caisses; chacune occupe un ouvrier : pour la première, donnant des gros sables reportés au bocard, l'ouvrier reçoit 0f,28 par mètre cube de minerai pauvre passé au bocard : le travail est assez pénible et demande un homme robuste, qui peut gagner jusqu'à 2 francs dans sa journée; pour la seconde, le travail est fait par un jeune garçon payé 0f,24 par mètre cube de sable débourbé. Il ne produit pas ordinairement plus de 3 mètres cubes de sable dans sa journée.

On estime, d'après un grand nombre d'expériences, que les deux cin-

quièmes des minerais, passés au bocard fin, en sortent à l'état de sables débourbés soumis au criblage.

Criblage des sables débourbés. — Les cribles ont la même disposition que ceux décrits précédemment. Pour les sables les plus gros, une femme suffit pour une paire de cribles, et peut laver dans sa journée 2 mètres cubes de sables débourbés; elle reçoit 0f,30 par mètre cube, et peut gagner jusqu'à 0f,60 par jour.

La proportion des matières fines traversant les grilles est considérable; elle s'élève au tiers du sable criblé. Les cuves doivent être vidées tous les jours.

Pour le criblage des sables fins il faut deux femmes par paire de cribles; elles peuvent passer dans leur journée 2 mètres cubes de sables, et reçoivent 0f,60 par mètre cube. Les matières fines se réunissant au fond des cuves sont dans une proportion plus forte encore que dans le criblage des sables plus gros.

La quantité d'eau employée par les cribles et par les caissons allemands, du même atelier, n'a pas été mesurée : nous pensons que chaque crible exige 1mc,50 par jour, et les caissons allemands 100 litres par minute, soit plus de 60 mètres cubes par jour. Les cribles et les caissons peuvent consommer près de 100 mètres cubes d'eau dans une journée.

Lavage aux tables jumelles. — On lave sur les tables jumelles les sables fins et les schlamms. Pour les sables fins on a besoin de quatre tables, chacune exige une femme, et une quantité d'eau égale à celle que nous avons indiquée pour les tables supérieures. Les lavées sont de 15 litres ; il faut environ une heure pour une lavée ; chaque table produit dans une journée de douze heures, soit en dix heures de travail effectif, de 40 à 50 kilogrammes de schlich : on paye le lavage 1f,50 par caisse de schlich; la caisse pèse à peu près 100 kilogrammes.

Six tables jumelles sont affectées au lavage des schlamms : pour chacune il faut une femme, payée 2f,50 par caisse de schlich. Les lavées sont de 12 litrès; chaque lavée dure plus d'une heure; une table produit, dans une journée, de 30 à 35 kilogrammes de schlich.

Les six tables peuvent laver dans une journée :

600 litres de sables fins, en produisant 180 k. de schlich
et 720 litres de schlamms, *id* 195 k. *id.*

Elles consomment de 140 à 150 mètres cubes d'eau.

Lavage des boues ou schlamms les plus fins sur dix tables jumelles. — Les boues sont divisées en deux numéros 1, 2. Les deux numéros sont passés aux tables jumelles par lavées de 10 litres; il faut plus d'une heure pour chaque lavée. Une table donne dans une journée :

Pour les boues n° 1 (90 à 100 litres de boues), 10 k. de schlich.
id. n° 2 (90 litres *id.*), 5 k. *id.*

Les femmes sont payées, par caisse de schlich :

6 fr. pour le lavage des boues n° 1.
12 fr. *id.* n° 2.

Ces boues fines sont les derniers produits qu'il y ait avantage à traiter dans les ateliers de préparation mécanique.

Les dix tables jumelles consomment, par jour, plus de 140 mètres cubes d'eau.

Nous donnons dans la *fig.* 5, *Pl. XXVI*, le dessin de la charpente de l'atelier des tables jumelles. Cette charpente est en même temps très-simple et très-solide.

Nous résumons dans le tableau suivant les nombres des appareils, des ouvriers employés, et la quantité totale d'eau consommée dans une journée.

Résumé du nombre des appareils, des ouvriers et de la quantité d'eau consommée en une journée.

Moteurs. 2 roues hydrauliques....	Pas d'ouvrier spécial.	m.c.
Cassage....	1 homme, 4 femmes...	Pas d'eau.
Débourbages. 1 grille anglaise....	1 homme, 2 gamins....	Environ...... 200
3 caisses....	3 hommes....	— 30
Triage. Table de triage....	2 hommes, 14 femmes.	— 2
Bocardage. 2 bocards, 30 pilons....	10 gamins.	Pas d'eau.
Classement. 2 appareils....	....	Évaluée à..... 50
Criblage. 24 cribles....	20 femmes.	— à 60
Caissons allemands. 4 caisses....	2 femmes.	— à 120
Lavage aux tables. 26 tables....	26 femmes.	— à 370
Transports....	8 hommes.	[1] 832
Surveillance....	1 maître laveur, 2 piqueurs.	
Il faut en outre....	1 menuisier.	Sans compter celle nécessaire aux deux roues.
En somme....	16 hommes. 1 maître laveur. 2 piqueurs. 79 femmes ou enfants.	

[1] Il faudrait retrancher de ce nombre la quantité d'eau employée pour les appareils de classement ; elle provient des lavages supérieurs.

Pendant l'hiver les ateliers de préparation mécanique de Rosier suffisent pour 60 waggons de minerais arrivant des mines, soit pour une exploitation de 15 à 16 mètres cubes en place, dans les filons. Pendant l'été, on ne peut pas

traiter la moitié de cette quantité de minerai, par suite de l'insuffisance de la force motrice. Il y a donc urgence, et nous pouvons ajouter urgence bien comprise par le gérant et par l'ingénieur, à suppléer pendant l'été à l'insuffisance des roues hydrauliques par l'emploi d'une machine à vapeur. Nous indiquerons du reste, à la fin de notre mémoire, les nombreuses améliorations et modifications des appareils, qui doivent être introduites très-prochainement.

Pour exposer plus clairement le mode de préparation mécanique de Rosier, nous résumerons dans un tableau les opérations successives auxquelles les minerais sont soumis. Nous donnerons ensuite les résultats des essais pour plomb et argent des produits successifs donnés par les différents appareils[1].

1. *Essais des matières.* — Nous devons prévenir que ces essais se rapportent, pour tous les appareils, à une même journée de travail, dans laquelle le minerai provenait en grande partie du filon Saint-Georges, et par conséquent était très-pyriteux.

Pour les matières assez riches en plomb, les essais ont été faits sur 10 grammes; pour les produits pauvres, nous avons opéré sur 40 ou 50 grammes; enfin pour les grenailles, sables ou schlamms stériles, nous avons traité 75 grammes.

Comme fondant nous avons adopté, dans tous les essais, un mélange de 1 à 2 parties de carbonate de soude avec 1 à 2 parties de soude caustique. Comme réductif, et en même temps comme moyen de bien brasser les matières en fusion, nous avons employé le fer métallique en lames peu épaisses, larges de $0^{m},02$ et recourbées en fer à cheval. Les deux extrémités, ou plutôt les deux branches droites plongent seules dans la matière fondue; la partie coudée reste bien dégagée et peut être saisie facilement par les pinces. La soude caustique exige que la température soit bien ménagée dans le commencement; dès que son eau d'hydratation est dégagée on peut pousser le feu très-vivement; la fluidité de la matière devient parfaite, et l'essai se termine assez promptement. La lame de fer est commode pour agiter la matière, quand elle se boursoufle par le dégagement de l'eau et de l'acide carbonique; en outre elle indique la fin de l'essai. Tant que la matière fondue contient du plomb, on observe sur la lame de fer, en la retirant du creuset, des grenailles de plomb plus ou moins nombreuses. Quand l'essai est terminé, la lame de fer est bien nette et ne présente aucune grenaille de plomb; il faut alors ne plus remettre la lame de fer dans le creuset, et sortir ce dernier du fourneau. Par ce procédé un essai est terminé en une demi-heure, trois quarts d'heure au plus, et la même personne peut conduire aisément trois essais à la fois. Nous avons comparé ce procédé à celui, plus généralement adopté, dans lequel on n'emploie que le carbonate de soude ou le flux noir, et nous avons obtenu, dans tous les essais, des rendements supérieurs en plomb et en argent par l'emploi de la soude caustique et des lames de fer. Ce procédé nous paraît surtout très-avantageux pour essayer les matières stériles; on peut opérer, dans les creusets ordinaires, sur 75 grammes de matières, et obtenir un culot de plomb pondérable, dans le cas même où la teneur en plomb de la matière ne dépasse pas un millième.

A E

de dé

ante. { Schlich riche... à l'usine. / Stérile........ jeté. }

s.....

t au débourbage.

.....

jumelles.. { Stérile........ jeté. / Schlich riche... à l'usine. }

s de dépôt { Boues No 1 / Boues No 2 } aux tables jumelles { Schlich ... à l'usine. / Stérile..... jeté. }

PRÉPARATION MÉCANIQUE DE ROSIER.

Essais pour plomb et argent des produits des opérations successives.

	POUR 100 KILOGR. minerais. Plomb. — Kilogr.	POUR 100 KILOGR. minerais. Argent. — Grammes.	POUR 100 KIL. de plomb. — Argent. Grammes.
Produits du débourbage :			
Sables n° 1	4,50	16	355
Sables fins n° 2	2,50	12	480
Schlamms n° 1	1,25	9	720
— n° 2	0,70	7	1.000
— n° 3	0,40	7	1.750
— n° 4	0,40	7	1.750
Boues stériles	0,20	7	3.500
Produits du lavage des sables n° 1 aux cribles :			
Minerai riche	70	260	373
Minerai de bocard	7	25	357
Stérile	0,16	3	1.875
Matières fines traversant les grilles	30	106	353
Lavage au caisson des matières fines :			
Riche	49	170	333
Matière restée au bas du caisson	2	10	500
Lavage des sables fins n° 2 aux tables jumelles :			
Riche (très-pyriteux)	36	126	350
Stérile	0,12	2,20	1.833
A relaver	3,50	14	400
Lavage des schlamms n° 1 aux tables jumelles :			
Riche	34	116	341
A relaver	4	12	300
Stérile	0,12	6	5.000
Lavage des schlamms n° 2 aux tables jumelles :			
Schlich riche	32	175	547
Matière à relaver	7	49	700
Stérile	0,17	3	1.765
Produits du lavage de tous les schlichs sur un crible :			
Pour une opération.. { Schlich riche	76	255	335
Pour une opération.. { Dessus du crible	15	110	733
Pour une opération.. { Dessous du crible	68	226	332
Menus du débourbage et du bocard :			
Première grosseur	17	57	335
Lavage aux cribles mécaniques :			
Minerai riche	43	129	300
Minerai de bocard	6	19	317
Matières fines	12	35	291
Deuxième grosseur	16	58	362
Lavage aux cribles mécaniques :			
Minerai riche	66	244	369
Minerai de bocard	9	37	411
Matières fines	13	42	323

	POUR 100 KILOGR. minerais.		POUR 100 KIL. de plomb.
	Plomb. — Kilogr.	Argent. — Grammes.	Argent. Grammes.
Lavage des sables n° 1 sur deux cribles mécaniques :			
Schlich riche	60	220	366
Minerai de bocard	9	36	400
Stérile	0,16	3	1.875
Matières fines	19	63	331
Bocard d'en haut :			
Mélange des minerais passés au bocard	7	23	330
Matières fines descendant au bocard d'en bas.	3	12	400
Bocard d'en haut :			
Minerais pauvres pris sur la halde	2,10	14	666
Sable débourbé	7	33	471
Lavage des sables débourbés sur des cribles :			
Schlich riche (très-pyriteux)	32	124	387
Sable de bocard	4	7	225
Stérile	0,25	3	1.200
Matières fines traversant les grilles	11	42	382
Débourbage de ces matières fines :			
Sables fins débourbés	13	44	338
Lavage des sables fins débourbés sur des cribles :			
Schlich riche	39	158	406
Sable de bocard	4	16	400
Stérile	0,30	10	3.333
Matières fines traversant les grilles	29	75	260
Lavage de ces matières fines sur deux caissons :			
Schlich riche	45	170	377
Sable fin reporté au débourbage	5	20	400
Matières fines provenant des 2 bocards déposées dans le labyrinthe :			
1° Sables fins débourbés	3	12	400
Lavage des sables fins sur des tables jumelles :			
Schlich riche	32	114	356
À relaver	1,25	7	560
Stérile	0,24	4	1.666
2° Schlamms	1,45	7	482
Lavage des schlamms aux tables jumelles :			
Schlich riche	35	125	360
Matière à relaver	1,80	8,50	480
Stérile	0,15	4	2.666
Boues n° 1 provenant des bassins de dépôt	2	13	650
Lavage des boues aux tables jumelles :			
Schlich riche	18	50	280
Matière à relaver	3	14	466
Stérile	0,10	3	3.000
Boues n° 2 des bassins	1,80	14	666
Lavage des boues n° 2 aux tables jumelles :			
Schlich riche	17	50	300
A relaver	3	15	500
Stérile	0,12	4	3.333
Minerai riche bon à fondre écrasé :			
Au bocard fin	55	270	491

Nous ferons, au sujet de ces essais, une seule remarque : les matières stériles contiennent très-peu de plomb, mais elles renferment toutes une quantité appréciable d'argent, de 3 à 7 grammes par 100 kilogrammes. Le rapport de l'argent au plomb est infiniment plus grand dans ces matières que dans les autres produits de la préparation mécanique. Il résulte de là : que le lavage fait perdre proportionnellement plus d'argent que de plomb, et par suite qu'il est convenable de n'enrichir les minerais que jusqu'à la teneur en plomb, à laquelle la fusion est facile.

Nous terminerons la seconde partie de notre mémoire par quelques considérations économiques tirées de la comptabilité des mines.

TABLEAU DE LA PRODUCTION DES MINES.

Depuis l'année 1838, on a exploité les nombres suivants de mètres cubes :

	Du 15 avril 1838 au 30 sept. 1842.	Du 30 sept. 1842 au 30 sept. 1843.	Du 30 sept. 1843 au 30 sept. 1844.	Du 30 sept. 1844 au 30 sept. 1845.	Du 30 sept. 1845 au 30 sept. 1846.	Du 30 sept. 1846 au 30 sept. 1847.	Du 30 sept. 1847 au 30 sept. 1848.	Du 30 sept. 1848 au 30 sept. 1849.
Mètres cubes.......	12.372	3.853	3.662	3.061	3.155	4.937	5.115	6.545,72
Rendement du mètre cube propre à la fusion.............	Bien constaté seulement en 1845-1846..............			kil. 115,23	kil. 290,17	kil. 192,59	kil. 248,62	kil. 232
Production du minerai propre à la fusion.........				....	917.379	950.816	1.271.691	1.519.715
Production du 15 avril 1838 au 30 septembre 1845..				2.644.818				

Les frais rapportés au mètre cube exploité ont été :

	Moyenne du 15 avril 1838 au 30 septembre 1845.	Du 30 sept. 1845 au 30 sept. 1846.	Du 30 sept. 1846 au 30 sept. 1847.	Du 30 sept. 1847 au 30 sept. 1848.	Du 30 sept. 1848 au 30 sept. 1849.
	fr.	fr.	fr.	fr.	fr.
Abatage, boisage..............	11,36	8,71	7,49	7,63	6,91
Roulage intérieur..............	»	»	»	1,40	1,35
Travaux imprévus.............	0,34	0,50	0,49	1,33	0,66
Extraction, épuisement.........	2,50	5,60	6,78	7,30	6,77
Roulage à la laverie...........	»	»	0,70	0,69	0,65
Entretiens divers, usure d'outils.	1,27	1,46	0,71	0,65	0,82
Totaux................	15,47	16,27	16,17	19,02	17,16

Nous n'avons pas tenu compte des frais généraux, dont nous ne parlerons qu'après avoir décrit la fonderie.

Nous voulons seulement constater maintenant que les frais d'exploitation par mètre cube en place ont varié en général de 16 à 19 francs, et que, pour

la moyenne des trois dernières années, le rendement du mètre cube exploité en minerai bon à fondre a dépassé 250 kilogrammes.

Les frais d'exploitation rapportés au quintal métrique de minerai propre au traitement métallurgique ont été :

Moyenne du 15 avril 1838 au 30 sept. 1845.	Du 30 sept. 1845 au 30 sept. 1846.	Du 30 sept. 1846 au 30 sept. 1847.	Du 30 sept. 1847 au 30 sept. 1848.	Du 30 sept. 1848 au 30 sept. 1849.
fr. 13,34	fr. 5,59	fr. 8,47	fr. 7,65	fr. 7,397

A ces nombres il faut ajouter les frais de lavage et de transport. Pour les premiers nous ne pouvons pas séparer les frais de la laverie de Rosier de ceux de la préparation mécanique des minerais massifs à l'usine de Pontgibaud.

Ces frais ont été :

	Moyenne du 15 avril 1838 au 30 sept. 1845.	Du 30 sept. 1845 au 30 sept. 1846.	Du 30 sept. 1846 au 30 sept. 1847.	Du 30 sept. 1847 au 30 sept. 1848.	Du 30 sept. 1848 au 30 sept. 1849.
	fr.	fr.	fr.	fr.	fr.
Par mètre cube exploité.	4,49	8,70	5,65	5,16	4,52
Par quintal métrique de minerai bon à fondre..	3,89	2,99	2,93	2,07	1,95

Les frais de transport des matières et minerai ont été dans les périodes considérées précédemment :

Par mètre cube.......	1,16	2,71	1,37	1,70	1,74
Par quintal métrique..	1,01	0,95	0,72	0,69	0,76

D'après ces nombres, les frais spéciaux supportés par le minerai amené à l'usine de Pontgibaud, aux fours de grillage, ont été :

Par mètre cube exploité.	21,10	27,68	23,19	25,88	23,42
Par quintal métrique..	18,24	9,53	12,12	10,41	10,107

La valeur obtenue des minerais, en plomb et argent, par mètre cube et par quintal, a été :

Par mètre cube......	40,47	87,05	67,25	71,73	68,68
Par quintal métrique..	35,11	29,94	34,91	28,84	29,58

Les frais d'exploitation se sont donc élevés en général à un peu plus du tiers de la valeur contenue dans le minerai.

Transports. — Jusqu'à la fin de 1849, les minerais provenant de la laverie

de Rosier ont été transportés à l'usine par les chemins de traverse, toujours très-mauvais et souvent impraticables, qui vont rejoindre la grande route de Rochefort, à 3 kilomètres de Pontgibaud. Les transports faits par les paysans, dans leurs charrettes attelées de bœufs, ont coûté plus de 0f,60 par quintal. Depuis longtemps on avait l'intention de construire un chemin plus commode, allant de la laverie à la grande route. Les circonstances financières en ont retardé l'exécution jusqu'à la fin de 1849. Maintenant ce chemin est terminé : il a 1,500 mètres de longueur, et présente une pente à peu près constante de 3 centimètres par mètre : il a coûté seulement 10,000 francs, tous frais compris. On a pu abaisser les frais de transport à 0f,30 par quintal : si on multiplie l'économie résultante par le nombre de quintaux transportés annuellement, 12 à 1,300 quintaux métriques, on arrive à une économie annuelle de plus de 3,500 francs produite par une dépense de 10,000 francs seulement.

Du reste, il ne faut pas considérer seulement l'économie numérique, mais encore l'avantage d'avoir un chemin praticable et commode en toutes saisons. Ce chemin a permis en outre, par un fossé latéral, de conduire les eaux de la laverie directement à la Sioule; et par conséquent il est possible maintenant de supprimer les bassins de dépôt, et d'éviter les discussions avec les propriétaires voisins au sujet des eaux bourbeuses.

TROISIÈME PARTIE

Usine de Pontgibaud.

L'usine de Pontgibaud est bâtie sur le bord de la Sioule, tout auprès de la ville. Elle a été commencée en 1789, abandonnée jusqu'en 1828 : diverses modifications ont été successivement apportées à son installation; des améliorations très-importantes seront faites dans le courant de 1850.

FORCE MOTRICE. — Un barrage de la Sioule donne à l'usine une force motrice bien suffisante, c'est-à-dire une quantité d'eau très-grande, même en été, avec une chute d'au moins 4 mètres. La soufflerie, les ventilateurs et les appareils de la préparation mécanique sont mis en mouvement par trois roues.

L'usine comprend (voir *Pl. XXIX*, *fig.* 1) :

1° L'habitation de l'ingénieur, les magasins de fer, fontes, outils, les bureaux, etc.;

2° Une bascule pour peser les matières arrivant à l'usine ;

3° Un atelier de préparation mécanique[1] pour les minerais riches envoyés de la laverie de Rosier. Cet atelier a été supprimé au commencement de 1850 : nous le décrirons cependant, et nous indiquerons plus loin les modifications des appareils de Rosier, qui ont permis de supprimer la laverie de l'usine;

4° Des aires et magasins pour les fagots, la houille, le coke, la ferraille, le calcaire, l'argile ;

5° Un atelier pour le grillage des minerais ;

6° Au-dessous des fours de grillage, et en profitant de la disposition du terrain, on a construit des magasins pour les minerais grillés et agglomérés ;

7° L'atelier de réduction des minerais grillés, contenant : trois fours à manche, avec leurs chambres de condensation communiquant avec un ventilateur destiné à compléter la condensation des fumées; la machine soufflante ;

8° L'atelier de coupellation et des chambres pour la préparation des soles. Dans le même atelier se trouvent plusieurs appareils pour les litharges ;

9° Une cour pour le dépôt provisoire des scories des fours à manche ;

10° Une forge et des ateliers d'ajustage, dans lesquels on répare et on construit les machines employées aux mines, aux laveries et à l'usine ;

11° Un atelier de menuiserie.

La maison du directeur est un peu au-dessus de l'usine, du côté de la ville de Pontgibaud.

Nous considérerons successivement :

La préparation mécanique des minerais massifs ;

Le traitement pour plomb des minerais préparés ;

La coupellation et la préparation des litharges.

Préparation mécanique des minerais massifs. — Nous avons expliqué précédemment que le nom de minerai massif s'applique à tout minerai du cassage, triage ou criblage, à Rosier, paraissant contenir plus de 20 p. 100 de galène pure. On a séparé jusqu'à présent les minerais riches des minerais pauvres, dans la crainte de perdre une trop forte proportion d'argent par le lavage. A Rosier, les matières stériles, dont la proportion est très-grande, retiennent de 3 à 7 grammes d'argent par 100 kilogrammes. A la laverie de l'usine, on peut, en opérant sur de petites quantités de minerais, ne faire que très-peu de stérile, et surtout ne pas perdre les schlamms fins des bassins de dépôt; la richesse en argent de ces matières est plus élevée qu'à Rosier, et dépasse 7 grammes aux 100 kilogrammes. Il y aurait donc perte plus grande en

1. Il n'est pas indiqué sur le plan, parce qu'il n'existe plus.

argent si on lavait en même temps les minerais riches et les minerais pauvres.

Dans la nouvelle installation de la laverie de Rosier, cette séparation des minerais riches et pauvres est maintenue.

Tous les minerais sont lavés à Rosier, ce qui donne un avantage assez grand sous le double point de vue de l'économie des transports et de la surveillance. En outre, on peut disposer de l'emplacement de la laverie de l'usine pour les nouveaux ateliers qui seront prochainement installés, rendus nécessaires par le développement de la production.

Les ateliers de préparation mécanique de l'usine comprennent :

1° Deux bocards, l'un à sec, l'autre à eau;

2° Une petite roue élévatrice des minerais bocardés;

3° Deux roues hydrauliques, faisant mouvoir ces deux bocards et la roue élévatrice:

4° Deux caissons allemands;

5° Un crible;

6° Une caisse de débourbage, un labyrinthe et deux bassins de dépôt;

7° Des tables jumelles pour le lavage des sables fins et des schlamms.

Les minerais arrivant de Rosier sont divisés en deux classes : 1° minerais tenant plus de 40 p. 100 de plomb, assez riches pour être soumis directement au traitement métallurgique; 2° minerais massifs tenant de 20 à 25 p. 100 de plomb, et qui doivent être enrichis avant de passer au grillage.

Mode de préparation mécanique. — Les premiers sont bocardés à sec; les seconds sont écrasés au bocard à eau. Nous n'avons à nous occuper que de ces derniers.

Les minerais bocardés sont conduits par une roue élévatrice sur un tamis à saccades, dont la grille présente des ouvertures de $0^{m},003$ de côté. Les morceaux les plus gros sont retenus par la grille ; on les ramène au bocard.

Les sables et les schlamms qui traversent la grille sont lavés d'abord aux caissons allemands : on obtient comme produits : du sable riche, des sables pauvres et des matières fines.

Les sables pauvres et les matières fines sont conduits dans une caisse de débourbage dans laquelle on sépare les gros sables; les matières fines sont entraînées par l'eau dans un labyrinthe et dans un bassin de dépôt.

Les gros sables sont lavés sur un crible; les sables fins et les schlamms du labyrinthe sont lavés sur des tables jumelles; les boues du bassin sont envoyées directement au grillage.

Les eaux du bassin de dépôt sont ramenées au bocard : cette disposition évite toutes les pertes, mais en même temps exige que toutes les matières

sortant du bocard soient élevées à une certaine hauteur, afin que le niveau du bassin soit encore supérieur au bocard.

Enfin les schlamms fins, entraînés par l'eau dans les lavages sur les tables, sont conduits dans un grand bassin extérieur au hangar, et dans lequel les eaux du premier bassin sont amenées à la fin de la journée.

Tous les matins, avant de commencer le travail, on enlève avec un siphon les eaux du bassin extérieur, en ayant soin de ne pas agiter les boues déposées pendant la nuit. Tous les ans ces boues ou schlamms très-fins sont enlevés; ils passent directement au grillage.

Nous allons maintenant donner quelques détails sur les appareils et sur les produits successifs.

Bocards. — Le bocard à sec a six pilons pesant chacun 70 à 80 kilogrammes. La manœuvre des minerais est faite par un gamin payé $1^f,50$ par mètre cube de minerai. Le même bocard sert pour écraser les différentes matières nécessaires aux besoins de l'usine, argile, calcaire pour les coupelles, etc.

Le bocard à eau a neuf pilons, pesant aussi de 70 à 80 kilogrammes.

Les matières bocardées sont entraînées par l'eau dans une roue élévatrice, et par elle sur un tamis élevé d'environ 2 mètres au-dessus de la sole du bocard. Le tamis reçoit de la roue du bocard un mouvement saccadé : les gros sables, dont les dimensions sont supérieures à $0^m,30$, tombent, par suite des saccades, sur un plan incliné qui les ramène au bocard.

Les sables et les schlamms tombent sur deux caissons allemands.

Caissons. — Les caissons allemands sont disposés comme ceux de Rosier.

Le lavage donne deux produits :

1° Sable riche;

2° Sable à débourber.

Le premier est envoyé au grillage; le second est conduit dans la caisse de débourbage, suivie du labyrinthe.

Une seule femme suffit pour le travail aux caissons.

Débourbage. — Dans la caisse de débourbage, un ouvrier agite constamment à la pelle les matières provenant des caissons; il enlève les sables assez gros et assez lourds pour ne pas être entraînés par l'eau. Les sables fins et les schlamms se rendent au labyrinthe.

Criblage des sables du débourbage. — Les sables du débourbage sont lavés sur un grand crible pareil à ceux de Rosier; le criblage donne quatre produits :

1° Schlich riche;

2° Stérile;

3° Matières fines traversant la grille;

4° Minerai ou sable pauvre.

Le schlich est envoyé au grillage;

Le stérile est jeté après l'inspection du maître laveur;

Les matières fines sont portées à la caisse de débourbage;

Le sable pauvre retourne au bocard.

La manœuvre du crible exige une femme.

SABLES FINS ET SCHLAMMS. — On divise les matières déposées dans le labyrinthe, à des distances différentes de la caisse de débourbage, en quatre classes qui sont lavées séparément aux tables jumelles.

La disposition et les dimensions des tables sont les mêmes qu'à la laverie de Rosier. On procède par lavées de 15 à 20 litres; un lavage dure de 60 à 40 minutes. Chaque lavée donne :

1° Schlich riche;

2° Schlamms à relaver sur la même table;

3° Stérile.

Le schlich est envoyé au grillage; le stérile est jeté après l'essai par le maître laveur.

Le lavage exige une femme par table.

Les eaux bourbeuses du labyrinthe se rendent dans un bassin de dépôt duquel elles sont ramenées au bocard.

Les eaux des lavages aux tables et celles du bassin, à la fin de la journée, sont conduites dans un grand bassin extérieur.

Les schlamms des deux bassins sont assez riches pour être envoyés directement au grillage.

La laverie de l'usine ne traite pas plus de 2^{mc},50 de minerai par journée de douze heures, et produit de 2,800 à 3,000 kilogrammes de minerai lavé riche à 40 p. 100 de plomb.

PERSONNEL. — Le personnel se compose de :

Un maître laveur, qui prend le lavage à l'entreprise, à raison de 3 fr. les 1,000 kilogrammes de minerai enrichi à 40 p. 100 (les schlamms des deux bassins ne lui sont pas comptés);

Onze ouvriers, hommes, femmes ou enfants.

Nous donnons maintenant les tableaux : 1° des opérations successives de la préparation mécanique; 2° des essais pour plomb et argent des produits successifs.

TABLEAU DE LA PRÉPARATION MÉCANIQUE A L'USINE.

Minerais arrivant des mines.	Minerai riche.....	au bocard à sec....................	au grillage.		
	Minerai massif....	tenant 20 à 25 pour 100 de plomb....	au bocard à eau.		
Bocard à eau et tamis à saccades.	Gros sable...........	retourne au bocard.			
	Sables et schlamms...	aux caissons allemands.			
Caissons allemands.	Schlich riche.........	au grillage.			
	Sables pauvres et schlamms...	à la caisse de débourbage.			
Caisse de débourbage, labyrinthe et bassin de dépôt A.	Sables pauvres...	au crible.	Sable pauvre.............	retourne au bocard.	
			Schlich riche...........	au grillage.	
			Stérile.................	jeté.	
			Matières fines...........	retournent au débourbage.	
	Sables fins.......	aux tables jumelles.	Schlich riche...........	au grillage.	
	Schlamms n° 1..		Stérile.................	jeté.	
	— n° 2..		Schlamms fins..........	entraînés par l'eau.................	au bassin extérieur.
	— n° 3..		—	A la fin de la journée, l'eau du bassin A est conduite	
	Boues du bassin A....	au grillage.			
	Eau du bassin A....	au bocard.			
Bassin extérieur.	Eau claire enlevée chaque matin.				
	Schlamms.........	au grillage.			

Essais des différents produits de la préparation mécanique.

APPAREILS.	DÉSIGNATION des PRODUITS ESSAYÉS.	POUR 100 KILOG. de matière. Plomb. — Kilogr.	Argent. — Grammes.	Pour 100 KIL. de plomb. Argent. — Grammes.
Bocard.....	Minerai envoyé directement au grillage...	48	210	438
	Minerai massif, bocardé à l'eau..........	24	116	483
	Gros sable, retournant au bocard.........	15	50	400
Caissons....	Schlich riche des caissons allemands......	48	200	419
	Sables et schlamms à débourber.........	15	90	600
Débourbage.	Sables pauvres débourbés..............	3	30	1.000
Crible......	Schlich riche du crible................	15	50	333
	Sable pauvre, retournant au bocard.......	10	30	333
	Matières fines, retournant au débourbage..	21	70	333
	Stérile du crible......................	0,15	10	6.666
Labyrinthe..	Sables fins..........................	7	30	430
	Schlamms n° 1........................	14	72	510
	Schlamms n° 2........................	15	62	413
	Schlamms n° 3........................	16,50	60	363
Tables jumelles.	Schlich riche des premières tables jumelles.	25	100	400
	Sables fins à relaver..................	1,10	7	636
	Stérile..............................	0,12	7	5.830
	Schlich riche des dernières tables........	28	90	335
	Stérile des dernières tables.............	0,10	7	7.000
Bassins.....	Schlamms déposés dans le bassin A......	29	125	431
	Schlamms du bassin extérieur...........	22	100	455

Les échantillons soumis à l'essai ont été recueillis dans une journée, et représentent à peu près les produits moyens de cette journée.

Nous ferons ici, comme pour la laverie de Rosier, la remarque que tous les produits stériles contiennent une certaine quantité d'argent, au moins égale à 7 grammes par 100 kilogrammes. Le rapport de l'argent au plomb est, dans ces matières, bien plus élevé que dans les produits riches en plomb.

Traitement métallurgique.

Considérations générales. — Le traitement métallurgique suivi à Pontgibaud est tout particulier à cette usine. Il est une conséquence des circonstances spéciales dans lesquelles est placée l'usine, de la nature des minerais et du prix élevé des combustibles.

Les minerais sortant des mines sont en général assez pauvres en plomb, assez riches en argent : la plus grande partie doit être soumise à la prépara-

tion mécanique. L'enrichissement des minerais pour plomb ne peut pas être poussé fort loin; toutes les matières jetées comme stériles tiennent une proportion d'argent assez notable; et par suite il faut borner l'enrichissement à la préparation mécanique, à la limite qu'assigne la facilité du traitement métallurgique.

Les minerais à traiter à l'usine sont donc nécessairement assez pauvres en plomb, riches en argent, et, pour la plus grande partie, à l'état de schlich ou même de schlamms.

Le traitement au fourneau à réverbère, employé dans un grand nombre d'usines, n'est pas applicable à ces minerais, à cause de leur faible teneur en plomb et de la grande quantité de matière quartzeuse contenue; d'un autre côté, leur état pulvérulent empêche de les passer directement au four à manche [1].

MÉTHODE DE PONTGIBAUD. — Les minerais doivent être nécessairement soumis à deux opérations avant de donner du plomb d'œuvre :

La première a pour but de griller le minerai, et en même temps de l'agglomérer suffisamment pour qu'il puisse être fondu au four à manche;

La seconde, fusion au four à manche, a pour résultat la réduction à l'état métallique du plomb, contenu dans le minerai aggloméré, à l'état de silicate, sulfate, oxyde et sulfure, par les gaz réductifs ou par l'addition de ferraille dans les lits de fusion.

La première opération est la plus importante et la plus difficile : différents fourneaux à réverbère, pour grillage et agglomération, ont été successivement adoptés et abandonnés.

Le fourneau actuellement employé, et qu'on désigne sous le nom de nouveau fourneau de grillage ou fourneau Zeppenfeld, paraît satisfaire aux conditions les plus impérieuses, économie de combustible, grillage presque complet. Le fourneau présente deux soles à deux niveaux différents : sur la première et la plus éloignée du foyer, le minerai est grillé; sur la plus rapprochée de la grille, le minerai est aggloméré rapidement.

La fusion au four à manche donne deux produits :

Du plomb d'œuvre riche en argent;

Des scories, rendant à l'essai, suivant l'allure du four, de 1 à 4 1/2 p. 100 de plomb, et pauvres en argent.

Quand le grillage du minerai n'est pas fait avec soin, on obtient en outre

1. Au Harz, les minerais de plomb sont passés dans des demi-hauts-fourneaux à l'état de schlich et sans grillage préalable : mais les circonstances ou conditions principales des usines sont tellement différentes que nous ne pensons pas pouvoir établir une comparaison entre les deux procédés.

une certaine quantité de matte; elle est, pour ainsi dire, le témoin indicateur de la négligence des ouvriers chargés du grillage.

Le plomb d'œuvre est coupellé; la coupellation donne plusieurs produits différents :

De l'argent, vendu après raffinage ou simple fusion;

Des litharges de qualités différentes; les unes sont préparées avec soin pour la vente, les autres sont traitées pour plomb.

Après cet exposé rapide de la méthode, nous allons examiner les matières premières, et décrire avec détails les différentes opérations.

Matières premières. Minerais. — Les minerais sont tous livrés au traitement métallurgique à l'état de schlichs ou schlamms : ils proviennent des filons exploités dans les mines de Roure et Rosier, et ne présentent aucune constance dans la proportion et la nature des gangues. La gangue dominante est bien toujours feldspathique, mais en outre chaque filon donne dans ses minerais une matière étrangère particulière, en proportion variable avec la partie exploitée. Ainsi, les deux filons de Roure donnent du minerai barytique pour l'un, pyriteux pour l'autre : les filons de Rosier livrent du minerai tantôt blendeux, tantôt quartzeux. Les différences dans la proportion et la nature de ces gangues paraissent diminuer à mesure que les travaux d'exploitation sont portés à une profondeur plus grande : il est probable que dans un petit nombre d'années les minerais seront principalement quartzeux; mais jusqu'à présent ces différences ont présenté de graves inconvénients dans le traitement métallurgique, par suite surtout de la nécessité de trouver, dans les produits marchands de l'usine, les ressources nécessaires à la marche et au développement de l'entreprise. On a fondu les minerais presque toujours au fur et à mesure de leur extraction, et on n'a pu préparer les approvisionnements suffisants pour une campagne entière des fours à manche. De cet ensemble de circonstances, il est résulté une inconstance continuelle dans la composition des lits de fusion, une certaine irrégularité dans l'allure des fours à manche, et, sous le point de vue économique, une perte de combustible, de plomb et d'argent.

Nous rappellerons que les frais spéciaux, rapportés au quintal métrique de minerai amené au fourneau de grillage, ont été :

Moyenne du 15 avril 1838 au 30 sept. 1845.	Du 30 sept. 1845 au 30 sept. 1846.	Du 30 sept. 1846 au 30 sept. 1847.	Du 30 sept. 1847 au 30 sept. 1848.	Du 30 sept. 1848 au 30 sept. 1849.
fr. 18,24	fr. 9,53	r. 12,12	fr. 10,41	fr. 10,107

Le rendement moyen des minerais a varié de 25 à 36 p. 100 de plomb : le plomb d'œuvre a donné de 350 à 500 grammes d'argent aux 100 kilogrammes.

HOUILLE. — On emploie de la houille de deux qualités :

1° La houille de la Vernade (Puy-de-Dôme). — Elle donne une assez forte proportion de cendres, et ne peut produire une température élevée.

Un échantillon a donné à l'essai les résultats suivants :

Matières volatiles..........	40,00
Cendres..................	5,50
Carbone fixe..............	54,50
	100,00

Elle coûte, rendue à l'usine, 30 francs la tonne.

2° La houille de Bourglastic. — L'exploitation de la concession est commencée depuis peu de temps, mais paraît être bien développée. Cette houille est assez dure, maigre ; elle brûle difficilement, en donnant peu de flamme, mais beaucoup de chaleur. Elle coûtera, rendue à Pontgibaud, moins de 20 francs par tonne, quand les chemins auront été améliorés [1].

Un échantillon, soumis à l'essai, a donné :

Matières volatiles..........	13,00
Cendres..................	15,50
Carbone fixe..............	71,50
	100,00

COKE. — Pour la fusion aux fours à manche, on emploie le coke de Saint-Étienne de très-bonne qualité. Il revient à l'usine à 75 francs la tonne.

Ce coke brûle assez facilement et donne peu de cendres. Nous avons essayé un échantillon moyen provenant d'un grand nombre de morceaux cassés et broyés ensemble ; il a donné :

Cendres............. 5 p. 0/0.

Le coke de Brassac ne coûterait que 50 francs la tonne ; mais il donne une proportion de cendres trop grande pour que son emploi soit avantageux.

Plusieurs échantillons nous ont donné de 12 à 14 p. 100 de cendres.

On essaye maintenant dans les fours à manche un mélange de cokes de Brassac et de Saint-Étienne ; l'allure des fours paraît assez bonne, mais il faut

1. La houille de Bourglastic n'a pas encore été employée dans les fourneaux à réverbère, à l'usine : elle convient très-bien pour le chauffage des chaudières à vapeur. On compte prochainement l'essayer dans le traitement métallurgique, mélangée avec la houille de la Vernade.

attendre les résultats de plusieurs campagnes avant de se prononcer sur l'avantage économique de ce mélange.

CHARBON DE BOIS. — Le charbon de bois n'est plus employé que pour certaines opérations accessoires, par exemple pour la mise en feu des fours à manche. Il coûte environ 6 francs les 100 kilogrammes.

FAGOTS. — Les fagots (pour la coupellation) coûtent de 5 à 6 francs le cent : le poids d'un fagot varie de $3^k,50$ à 4 kilogrammes.

FERRAILLE. — Le fer est employé, dans les lits de fusion des fours à manche, à l'état de vieille ferraille de toute nature, vieille fonte, grenailles provenant du bocardage des laitiers de hauts-fourneaux.

La ferraille rendue à l'usine coûte	17 à 18 fr.	les 100 k.
Les grenailles de fonte..........	17 à 18 fr.	—
La vieille fonte et la tôle usée....	13 à $13^f,50$	—

La fonte est d'un bon emploi quand les morceaux ne sont pas trop gros.

FONDANTS. — Les fondants employés sont : la chaux fluatée et le calcaire. La chaux fluatée vient de la Vernède, à une petite distance de Pontgibaud : elle coûte de 15 à 16 francs la tonne [1].

La chaux fluatée de la Vernède est assez homogène, et contient peu de quartz. Un échantillon nous a donné :

Quartz..................	4,50
Fluorure de calcium......	95,50
	100,00

Le calcaire provient des environs de Clermont, ou de Bourglastic.

Le premier est compacte, blanc ; il contient :

Argile..................	15,00
Alumine et oxyde de fer....	5,56
Chaux..................	39,20
Eau-acide carbonique......	40,00
	99,76

Il coûte 21 francs la tonne.

Le calcaire de Bourglastic est saccharoïde, très-dur, zoné de gris et de blanc ; il contient :

Quartz..................	13,00
Fer carbonaté............	11,34
Carbonate de chaux........	69,00
Eau et matières volatiles....	6,50
	99,84

1. Nous avons dit, au commencement de notre Mémoire, qu'on a découvert à la Vernède des filons de galène argentifère, à gangue de chaux fluatée. Le mélange de ces minerais avec ceux de Roure et Rosier serait très-avantageux.

Il coûte, rendu à l'usine, 21 à 22 francs la tonne.

MATÉRIAUX. — Pour les fourneaux à réverbère on emploie des briques réfractaires, achetées à Vergayen, près de Brassac; elles sont de bonne qualité, et coûtent 180 francs le mille. Les briques rouges ordinaires, fabriquées à Pontgibaud, résistent aussi bien que les briques réfractaires, pour les fours à manche et de coupelle. Elles coûtent seulement 56 francs le mille.

L'argile réfractaire blanche provient de Courbières : l'argile ordinaire rouge se trouve auprès de Pontgibaud, à Bromont; elle revient seulement à 1f,70 le mètre cube.

Les compositions de ces deux argiles sont les suivantes :

	Argile blanche.	Argile rouge.
Eau-acide carbonique...	14,00	8,00
Silice.................	57,00	71,30
Peroxyde de fer........	3,60	9,60
Alumine................	21,60	7,50
Chaux..................	3,00	3,10
	99,20	99,50

Les carrières de Volvic et de Pontgibaud fournissent d'excellents matériaux pour les constructions, et surtout pour les massifs extérieurs des fourneaux. Ces pierres, taillées, coûtent par mètre cube :

	Pierre de Volvic.	Pierre de Pontgibaud.
Exploitation et transport...	33 fr.	21 fr.
Taille....................	4f,90	4f,50

La pierre de Pontgibaud est plus dure et plus difficile à tailler; elle se fend plus facilement au feu que celle de Volvic.

OUTILS. — Les fers pour outils coûtent de 40 à 45 fr. les 100 kil.
La fonte en gueuses.......... 25 à 28 fr. —

GRILLAGE DES MINERAIS. — L'opération désignée sous le nom de grillage doit non-seulement oxyder les métaux et le soufre contenus, mais encore agglomérer fortement les minerais et décomposer la plus grande partie du sulfate de plomb, formé par l'oxydation de la galène. Le grillage comprend deux périodes :

1° Le grillage proprement dit, ou l'oxydation;

2° L'agglomération.

Dans la première période, le minerai doit être soumis à une température très-basse d'abord, et progressivement élevée jusqu'au rouge sombre; il doit être retourné très-fréquemment sur la sole, afin que l'oxydation soit aussi complète que possible. Il ne se produit aucune agglomération. Dans tous les

réverbères employés jusqu'à présent à Pontgibaud, les minerais oxydés ont contenu beaucoup de sulfates, une proportion très-variable d'oxydes et de sulfures de plomb, zinc et fer, et la gangue feldspathique, quartzeuse et barytique non altérée.

Dans la seconde période, agglomération, le minerai oxydé doit être porté rapidement à la température rouge, et retiré du fourneau à mesure de sa fusion.

Cette fusion rapide ne donne pas de plomb métallique ; la proportion de gangue est trop forte pour qu'il puisse y avoir réaction entre le sulfure et les sulfate et oxyde de plomb. Il se forme une proportion assez grande de silicates métalliques ; une partie de l'acide sulfurique du sulfate de plomb est chassée par cette formation. Le produit de cette agglomération, désigné sous le nom de minerai grillé, est assez hétérogène ; il se compose de parties bien fondues, ayant l'apparence de scories, et de parties simplement agglomérées. Il contient toujours du sulfure de plomb et du sulfate de plomb, des oxydes libres et des silicates, en proportion très-variable, suivant la disposition du fourneau et suivant le soin que les ouvriers apportent à leur travail. En général les parties bien fondues contiennent beaucoup de silicates, les parties seulement agglomérées renferment une proportion assez grande de sulfures.

Fourneaux. — Nous décrirons seulement deux des fourneaux employés pour le grillage : l'un, que nous appellerons l'ancien fourneau, a servi jusqu'à la fin de 1849 ; l'autre, fourneau Zeppenfeld, est employé depuis le commencement de 1849, et a déterminé l'abandon du premier.

Ancien fourneau. — *Pl. XXVII, fig.* 1-8. — L'ancien fourneau de grillage présente une disposition assez singulière, indiquée dans les *fig.* 1-8, *Pl. XXVII.* Une seule grille, placée au milieu du massif, sert à chauffer successivement deux soles d'agglomération et deux soles d'oxydation, disposées symétriquement par rapport à la grille. Cet ensemble forme réellement deux fourneaux à réverbère, chacun à deux soles, chauffés alternativement par le même foyer.

Les dimensions principales sont les suivantes :

Grille, $1^m,10$ sur $0^m,80$; les deux autels sont à $0^m,15$ seulement au-dessus des barreaux.

Soles d'agglomération, $3^m,50$ sur $1^m,80$; les voûtes sont élevées de $0^m,35$ au-dessus des soles planes.

Soles d'oxydation, $4^m,10$ sur $1^m,80$; la hauteur des voûtes est de $0^m,55$.

A l'extrémité de chacune des quatre soles se trouve, à la voûte, un rampant muni d'un registre, donnant dans une grande chambre de condensa-

tion des fumées, placée derrière le fourneau et mise en communication par un long conduit souterrain avec le ventilateur et la cheminée commune [1].

Les rampants ont 0^m,22 et 0^m,25 sur 1 mètre.

Les soles sont formées : 1° d'une assise de briques réfractaires, ayant 0^m,15 de hauteur; 2° d'une couche de 0^m,10 de pouzzolane. Les parois et les voûtes sont en briques réfractaires; le massif est en belles pierres de Volvic, maintenues par des armatures en fer. Huit portes de travail s'ouvrent du même côté du massif; elles ont 0^m,16 sur 0^m,22.

Nouveau fourneau.—La disposition du nouveau fourneau est bien différente (voyez *Pl. XXVIII, fig.* 1, 2, 3, 4) : c'est un fourneau à réverbère à deux soles, placées à des niveaux différents. La sole inférieure, la plus petite et la plus rapprochée du foyer, sert à l'agglomération et à la fusion rapide du minerai, oxydé sur la sole supérieure, beaucoup plus grande. La configuration du terrain a permis de donner 3 mètres de hauteur à la petite cheminée qui établit la communication entre les deux soles. La section a 0^m,60 sur 1 mètre.

Les dimensions principales du fourneau sont :

Grille, 1^m,20 sur 0^m,75; la profondeur du foyer au-dessous de l'autel était d'abord 0^m,45, on l'a portée à 0^m,75.

Autel : largeur, 1^m,20; longueur, 0^m,20. Il est traversé par un canal en fonte qui aboutit à l'extérieur du massif, et permet une circulation d'air froid.

Sole d'agglomération : longueur, 2 mètres; largeur, 1^m,60. La hauteur de la voûte au-dessus du creux de la sole est 0^m,60. Deux portes placées du même côté servent au travail; elles ont 0^m,35 vers l'intérieur du fourneau.

Sole de grillage : longueur, 10^m,12; largeur, 1^m,80. La hauteur de la voûte au-dessus de la sole est 0^m,45.

Sept portes sont percées de chaque côté du fourneau; elles ont 0^m,40 vers l'intérieur et 1^m,09 à l'extérieur du massif. La première est ouverte à 1^m,10 de la cheminée de communication; la dernière à 0^m,50 de l'extrémité de la sole.

Les gaz et fumées s'échappent par deux rampants horizontaux, ayant 0^m,62 sur 0^m,40, et débouchant dans une chambre de condensation : une seconde chambre est disposée à la suite de la première [2]; elle communique par un conduit souterrain avec le ventilateur et la grande cheminée. Au besoin les fumées et gaz s'échappent par une cheminée particulière *c,c*.

1. Pour condenser les fumées de tous les fours de l'usine, on a disposé un ventilateur et une grande cheminée : les gaz et fumées sont aspirés par le ventilateur, et passent sous une pluie d'eau froide avant de se rendre à la cheminée.

2. Dernièrement les deux chambres ont été réunies en une seule; cette dernière est seule indiquée dans la *Pl. XXVIII*.

Les minerais sont chargés par une trémie à l'extrémité de la voûte.

La sole d'agglomération est en briques réfractaires, recouvertes d'une couche de chaux et sable de 0m,10 d'épaisseur; sa surface présente une inclinaison faible vers les deux portes. Les parois et la voûte de la chauffe et du four d'agglomération, la cheminée de communication sont en briques réfractaires; le fourneau supérieur est en briques rouges. Le massif extérieur est en pierres de Volvic maintenues par des armatures en fer et fonte.

Travail dans l'ancien fourneau. — L'ancien fourneau de grillage exige un personnel assez peu nombreux : trois ouvriers suffisent à tout le travail, la houille et le minerai leur étant amenés auprès du four. Pour exposer plus clairement le travail assez complexe sur les quatre soles, nous considérerons d'abord l'une des moitiés du fourneau, comprenant une sole d'agglomération et une sole d'oxydation.

Grillage. — Le minerai est chargé à la pelle par les portes latérales, et bien étendu sur la sole de grillage; la charge est de 1,200 à 1,300 kilogrammes. Elle s'échauffe très-lentement, parce que le fourneau n'est pas très-chaud au moment du chargement, et surtout parce que, pendant douze heures, on ne fait arriver de ce côté du fourneau qu'une très-faible partie des flammes du foyer. Après ces douze heures, on peut diriger une plus grande quantité de chaleur sur le minerai à griller, la température s'élève, et le grillage avance assez rapidement. L'ouvrier doit remuer le minerai et renouveler les surfaces assez fréquemment, surtout pendant les douze dernières heures.

Après les vingt-quatre heures, les ouvriers font passer le minerai sur la sole d'agglomération, dont la charge vient d'être enlevée, et dont, par conséquent, la température est assez élevée. Une nouvelle charge est introduite sur la sole d'oxydation.

Agglomération. — Le minerai oxydé s'échauffe d'abord par suite de la chaleur amassée dans les parois du fourneau, mais ensuite sa température reste stationnaire, ou même s'abaisse d'une manière sensible, parce que la plus grande partie des flammes du foyer est dirigée sur l'autre sole d'agglomération pendant douze heures. Le minerai doit être encore très-fréquemment retourné par les ouvriers; il commence à s'agglomérer un peu.

Après douze heures on dirige les flammes sur le minerai, la température s'élève rapidement et la fusion commence à la surface. L'ouvrier doit faire sortir avec un râble, par la porte de travail la plus rapprochée du foyer, la partie fondue, ou même seulement agglomérée, et brasser autant que possible, avec un ringard, tout ce qui reste dans le fourneau. Il faut de huit à neuf de ces opérations partielles pour enlever toute la charge; le temps nécessaire à ces opérations est environ douze heures. Les flammes du foyer

sont alors dirigées sur l'autre sole d'agglomération; la charge de la sole d'oxydation est poussée sur la sole d'agglomération, et les opérations recommencent comme nous venons de l'expliquer.

Dans la seconde moitié du fourneau le travail est le même, mais en retard de douze heures.

Le minerai sorti du fourneau se réunit en *gâteau*, au-dessous de la porte de travail; on le refroidit avec de l'eau et on l'enlève pour le casser au marteau dans l'atelier même, mais à une petite distance.

Il faut remarquer que dans le grillage ou l'oxydation du minerai, la température serait trop élevée si l'on amenait sur la sole toutes les flammes qui ont passé sur la sole d'agglomération pendant la période d'activité. La plus grande partie est conduite par le rampant au ventilateur; et par conséquent pendant toute la durée du travail une grande partie de la chaleur produite dans le foyer n'est pas utilisée.

En résumé ce fourneau à quatre soles et un seul foyer présente la disposition suivante :

Les flammes du foyer sont portées pendant douze heures alternativement d'un côté et de l'autre, pour agglomérer le minerai oxydé. Sur chacune des deux soles d'oxydation on fait une charge en vingt-quatre heures. Le minerai reste vingt-quatre heures sur la sole d'oxydation; la moitié seulement de ce temps est bien utilisée. Sur les soles d'agglomération les douze premières heures sont employées presque exclusivement à la continuation du grillage : douze heures seulement sont utilisées pour l'agglomération. La plus grande partie des flammes ne passe pas sur les soles d'oxydation; en cherchant à les utiliser pour le grillage proprement dit, on agglomérerait le minerai avant le temps. Pendant qu'on fond d'un côté, on ne peut faire arriver de l'autre qu'une très-faible partie des flammes, insuffisante pour entretenir la chaleur du fourneau et continuer l'oxydation.

Nous ferons encore remarquer le peu de profondeur du foyer; l'épaisseur du combustible est très-faible. L'ouvrier pique fort souvent la grille et fait tomber une quantité considérable d'escarbilles; la consommation de houille est très-forte.

Produits et consommations. — Le fourneau à quatre soles traite, en vingt-quatre heures, environ 2,500 kilogrammes de minerai et donne en moyenne 1,850 kilogrammes de minerai grillé, fondu ou aggloméré; la perte de poids est donc de 20 p. 100. La perte est réellement moins forte, parce qu'une partie des matières entraînées par les gaz se déposent dans les conduits souterrains et dans la chambre du ventilateur. Il est impossible d'évaluer la proportion des fumées condensées.

On brûle sur la grille au moins 900 kilogrammes de houille en vingt-quatre heures, soit 48 de houille pour 100 de minerai grillé.

Il faut, pour conduire le fourneau pendant vingt-quatre heures, deux postes de trois hommes chacun; il faut en outre deux manœuvres pour leur amener la houille et les minerais, et pour le cassage du minerai grillé.

Les six ouvriers grilleurs sont associés; ils prennent le travail à l'entreprise, à raison de 17 fr. par tonne de minerai grillé. Ils doivent payer la houille au prix de 30 fr. la tonne. Ce prix fait, 17 fr., n'est pas assez élevé, en raison du peu d'énergie des ouvriers; il faut leur donner à peu près constamment 2 fr. de plus comme indemnité, afin qu'ils puissent gagner de quoi vivre.

Le cassage du minerai grillé est payé $0^{f},25$ par tonne; l'ouvrier doit transporter le minerai cassé jusqu'à l'orifice des soupiraux, qui le descendent aux magasins. Les magasins sont établis au-dessous des fours de grillage, et au niveau même du sol de l'atelier de réduction.

Les consommations et les frais spéciaux, rapportés à 1,000 kilogrammes de minerai grillé, cassé et rendu dans les magasins, sont :

		fr.
Minerais	1,350k.	»
Houille	480	14,40
Main-d'œuvre de grillage		4,60
Main-d'œuvre de cassage		0,25
Manœuvre pour les transports		0,25
Soit		19,50

sans compter la valeur du minerai.

Nouveau fourneau. — Le travail au nouveau fourneau de grillage est plus facile à expliquer. Le minerai est chargé à l'extrémité de la sole supérieure, avancé progressivement jusqu'à la cheminée de communication, jeté au pied de cette cheminée, avancé sur la sole inférieure, où il est aggloméré et fondu très-rapidement : on sort presque continuellement du fourneau le minerai fondu ou aggloméré. Ce mode de travail présente le grand avantage de la continuité des opérations, mais il est extrêmement pénible pour les ouvriers, qui ne doivent pas quitter un seul instant leurs outils. Il faut, en vingt-quatre heures, trois postes d'ouvriers, et à chaque poste quatre hommes pour le grillage, deux hommes pour l'agglomération; soit dix-huit ouvriers en vingt-quatre heures.

Le feu doit être conduit bien uniformément, le fourneau inférieur est maintenu constamment au rouge très-vif; sur la sole supérieure la température du minerai atteint le rouge sombre près de la cheminée, et décroît jusqu'à 235° environ à l'extrémité du fourneau.

On a trouvé un grand avantage, pour la régularité du feu et surtout pour

l'économie du combustible, à donner une grande profondeur au foyer, et à le disposer comme ceux des fours à zinc (méthode silésienne), ou comme ceux des fourneaux à cuivre de Swansea. Les barreaux sont protégés par une couche de machefer spongieux, de $0^m,15$ environ, sur lequel repose la houille; l'épaisseur de combustible que l'expérience a, jusqu'à présent, indiquée la plus convenable, est $0^m,45$ pour la houille de la Vernade.

Quand le feu est bien disposé par l'ouvrier, il ne tombe plus d'escarbilles dans le cendrier, même pendant le chargement de houille fraîche.

Oxydation. — Le minerai, amené par des charrettes au niveau de la trémie, est déchargé sur un plancher, puis chargé à la pelle dans la trémie: on le fait ensuite tomber dans le fourneau à des intervalles réguliers. La quantité de minerai qui peut être grillée en vingt-quatre heures dépend de l'activité des ouvriers.

Ordinairement on passe 7,500 kilogrammes de minerai, divisé en dix ou onze charges. La sole d'oxydation porte à la fois six charges.

Le travail des ouvriers consiste à retourner constamment le minerai avec des spadelles, en l'avançant progressivement vers la cheminée. Ils doivent avoir soin de ne pas accumuler le minerai en certains points, et de lui donner une épaisseur aussi uniforme que possible. Ces conditions ne sont pas toujours remplies; les ouvriers sont toujours disposés à faire glisser le minerai sur la sole sans se donner la peine de le retourner et de le transporter, et par suite d'une trop forte épaisseur en certains points, le four de grillage se trouve souvent converti en une série de petits fours irréguliers, dont les rampants correspondent aux accumulations de minerai. Il faut une surveillance continuelle pour forcer les ouvriers à travailler convenablement le minerai.

Quand le grillage est fait avec soin, le minerai arrive après douze heures auprès de la cheminée; il est à la température du rouge sombre, et l'oxydation est à peu près complète. Quand au contraire le minerai a été avancé irrégulièrement et par grandes masses à la fois, il contient encore une très-forte proportion de sulfures non oxydés.

Agglomération. — Le minerai oxydé tombe de la sole supérieure, par la cheminée, sur une aire disposée à la suite du fourneau inférieur; les ouvriers l'avancent ensuite sur la sole d'agglomération.

La température du fourneau inférieur étant toujours le rouge vif, le minerai oxydé s'agglomère et entre rapidement en fusion à la surface : l'un des ouvriers doit brasser constamment avec un ringard, et enlever par la porte latérale la matière fondue; mais seulement alors que l'agglomération des parties inférieures est devenue assez forte pour que le ringard ne puisse plus être manœuvré.

Le minerai fondu, sorti par la porte la plus rapprochée du foyer, doit se réunir en un seul gâteau, pesant environ 300 kilogrammes. L'ouvrier le refroidit immédiatement avec de l'eau ; les deux hommes se réunissent pour le faire glisser sur le sol de l'atelier, et doivent de suite recommencer le brassage dans le fourneau.

Quand la charge du fourneau inférieur est enlevée, après deux ou trois opérations partielles, les ouvriers poussent sur la sole une nouvelle charge, réunie déjà au pied de la cheminée, et le travail au ringard recommence presque immédiatement.

Le travail sur la sole inférieure est extrêmement pénible, et les deux hommes doivent se remplacer très-fréquemment dans la manœuvre des ringards. Celui qui ne travaille pas au fourneau prend soin de la grille et va chercher l'eau nécessaire pour refroidir les gâteaux.

Les deux hommes réunissent leurs efforts pour le chargement, l'enlèvement du minerai fondu et du gâteau refroidi.

Les opérations ou coulées partielles se font à peu près toutes les heures; avec des ouvriers énergiques et intelligents, on pourrait en faire deux fois plus [1].

Produits et consommations. — En vingt-quatre heures, avec dix-huit journées d'ouvriers, on passe au grillage 7,200 kilogrammes de minerai; on obtient de 6,300 à 6,500 kilogrammes de minerai en gâteaux ; le minerai perd donc de 11 à 12 p. 100 de son poids. On brûle de 1,900 à 2,000 kilogrammes de houille de la Vernade, soit de 30 à 31 p. 100 du minerai grillé.

Les frais spéciaux et consommations sont donc, pour 1,000 kilogrammes de minerai grillé et aggloméré :

Minerai..............	1,172k.		
Houille...............	305k.	à 3f	9f,15
Main-d'œuvre.........	2j,81	à 1f,50	4f.215
	Soit..........		13f,365

sans compter les frais nécessaires pour amener le minerai à la trémie et la houille auprès du fourneau.

Composition du minerai grillé. — Le minerai grillé, refroidi sous forme de gâteaux, est cassé par un ouvrier spécial payé 0f,25 par 1,000 kilogrammes

1. Le service du grillage doit être prochainement organisé de la manière suivante. A chacun des trois postes on livrera des quantités pesées de houille et de minerai; on pèsera le minerai aggloméré et cassé : ce minerai sera ensuite essayé dans un petit fourneau d'essai placé dans l'atelier. L'essai consistera en une fusion rapide avec du borax. On payera les ouvriers en raison de la quantité de minerai grillé, en raison inverse de la quantité de matte accusée par l'essai; on donnera des primes ou des amendes pour la consommation de houille.

de minerai. A la surface, les gâteaux sont ternes et presque noirs; il est difficile de distinguer si l'oxydation a été poussée assez loin; quand le minerai a été cassé en morceaux de la grosseur du poing, il est assez facile de reconnaître, à la cassure, si les opérations ont été bien conduites. Le minerai bien grillé est brun verdâtre, presque noir, il présente l'éclat vitreux, sa texture est rendue porphyrique par des grains nombreux de quartz ou de sulfate de baryte non combinés : quand la température n'a pas été suffisamment élevée, et que la fusion n'a pas été complète, le minerai est bulleux, terne, et présente encore les grains de quartz et baryte sulfatée.

Quand l'oxydation n'a pas été convenablement faite, le minerai aggloméré, vitreux ou bulleux, présente une proportion plus ou moins grande de sulfure de plomb en petites lamelles brillantes.

Le minerai grillé dans l'ancien fourneau présente à peu près les mêmes caractères.

Nous donnons les analyses et les résultats des essais, pour plomb et argent, de trois échantillons différents de minerais grillés.

N° 1. Minerai grillé au nouveau fourneau, vitreux, de texture porphyrique; on ne distingue pas de galène.

N° 2. Minerai grillé au nouveau fourneau, bulleux; on ne distingue pas non plus de galène.

N° 3. Minerai grillé à l'ancien fourneau : les opérations ont été conduites avec grand soin; le minerai ne présente pas de galène visible.

Nota. Le minerai grillé à l'ancien fourneau était notablement plus pauvre que celui passé au nouveau fourneau.

		N° 1.	N° 2.	N° 3.
	Oxyde de zinc	0,006	0,007	0,011
	Oxyde de plomb	0,015	0,034	0,017
	Oxyde de fer	0,007	0,031	0,011
	Sulfate de baryte	0,074	0,072	0,092
	Sulfate de plomb	0,067	0,071	0,081
	Sulfure de plomb	0,014	0,057	0,061
	Silice, quartz et feldspath	0,241	0,165	0,270
A l'état de silicates.	Oxyde de plomb	0,341	0,372	0,150
	Oxyde de zinc	0,033	0,034	0,041
	Protoxyde de fer	0,163	0,110	0,196
	Magnésie, alcalis	0,013	0,015	0,022
	Chaux et baryte	0,010	0,011	0,027
	Arsenic et antimoine	traces	traces	0,009
		0,984	0,979	0,988
	Plomb total contenu	0,37	0,39	0,24

Résultats des essais par voie sèche.

Pour 100 kil. :	Plomb.....	35k.	36k,20	21k,50
	Argent.....	122g.	127g.	110g.

Soit pour 100 kil. de plomb donné pour les essais :

Argent....	349g.	360g.	500g.

Les échantillons ayant été pris dans des minerais bien grillés, les résultats précédents prouvent que l'oxydation est plus complète dans le fourneau Zeppenfeld [1] : ce fait est, du reste, bien constant ; car au traitement dans les fours à manche, le minerai grillé à l'ancien fourneau exige une quantité de fer plus considérable, et par conséquent doit contenir une proportion plus grande de sulfure et sulfate de plomb.

Il était assez intéressant de comparer la composition du minerai oxydé à celle du minerai grillé et aggloméré correspondant : nous avons analysé un échantillon du minerai oxydé au fourneau Zeppenfeld, correspondant aux deux échantillons dont nous avons donné l'analyse ; nous avons obtenu :

	Minerai oxydé au fourneau Zeppenfeld.
Oxyde de plomb........	0,297
Oxyde de zinc..........	0,030
Oxyde fer.............	0,150
Sulfate de plomb.......	0,095
Sulfate de fer..........	0,032
Sulfate de zinc.........	0,015
Sulfate de baryte.......	0,080
Sulfure de plomb.......	0,032
Quartz et feldspath......	0,250
Arsenic et antimoine....	0,004
	0,985

Sans doute il n'est pas possible de fonder une comparaison rigoureuse sur les résultats d'analyses de ces différents échantillons, lesquels ne doivent pas représenter exactement la composition des minerais oxydés et agglomérés. Mais on peut déduire de la plus grande proportion de sulfates contenus dans l'échantillon oxydé, que la période d'agglomération a pour résultat d'expulser une certaine quantité d'acide sulfurique formé dans le grillage proprement dit. On peut s'assurer du reste, en suivant attentivement la période d'agglomération, qu'il se dégage une certaine quantité d'acide sulfureux.

Fumées. — Bien que le tirage ne soit pas très-actif dans la partie supérieure du nouveau fourneau, une certaine quantité de matières pulvérulentes est

1. La plus grande partie du minerai grillé provenant de ce fourneau est à l'état vitreux.

entraînée dans la chambre de condensation, dans le conduit souterrain, et probablement jusqu'au ventilateur. Les fumées, condensées dans les chambres, forment, aux voûtes et sur les parois, une couche assez épaisse au bout de trois mois; les fumées sont blanches, floconneuses, assez légères; un échantillon pris à la voûte de la première chambre nous a donné :

Carbonate de plomb	0,350
Sulfate de plomb	0,390
Sulfure de plomb	0,045
Oxyde de zinc	0,027
Sulfate de zinc	0,023
Acide arsénieux	0,015
Matière inattaquable aux acides	0,132
	0,982
Plomb total contenu	0,567

Essai par voie sèche, pour 100 k. de fumées :

Plomb	52 kil.
Argent	129 gr.

Soit pour 100 k. de plomb : argent..... 248 gr.

Ces nombres prouvent que, dans le grillage, une proportion considérable d'argent est entraînée dans les fumées; une partie se dépose dans les premières chambres de condensation; mais on trouve encore de l'argent dans les fumées des canaux souterrains et dans celles du ventilateur.

La proportion des fumées données par l'ancien fourneau de grillage est bien plus considérable que celle du nouveau fourneau; et c'est à ce plus grand entraînement des poussières pendant l'opération qu'on doit attribuer la perte plus forte qu'éprouve le minerai au grillage. Les fumées sont recueillies en grande partie dans une chambre assez vaste disposée derrière le fourneau, et communiquant avec le ventilateur par un conduit souterrain. Elles ont à peu près la même composition et la même teneur en argent que les fumées du nouveau fourneau; seulement elles contiennent une proportion plus grande de sulfures.

Réparations des fourneaux. — L'ancien fourneau de grillage n'exige que fort peu de réparations; on le met hors feu après douze ou quinze mois pour réparer les soles d'agglomération et les parois. Le nouveau fourneau pourrait faire aussi des campagnes très-longues; on l'éteint assez fréquemment, parce que les trois fours à manche qui servent à la réduction ne peuvent pas fondre la quantité de minerai qu'il produit.

Les soles d'agglomération, dans les deux systèmes, sont très-rapidement rongées jusqu'aux briques réfractaires, mais en même temps remplacées par

des sous-sulfures métalliques formant des soles artificielles, qui tendent toujours à s'élever.

Les soles métalliques sont recueillies avec soin quand on répare les fourneaux; elles sont très-riches en plomb et en argent. Un échantillon provenant du nouveau fourneau nous a donné, à l'essai par voie sèche :

Plomb....... 60 kil. pour 100 kil. de matière.
Argent...... 600 gr.

Soit pour 100 kil. de plomb : argent....... 1,000 gr.

Nous indiquerons, en donnant le détail des frais du traitement métallurgique, les dépenses relatives aux réparations des fourneaux, usure des outils.

Comparaison des deux fourneaux. — Le nouveau fourneau de grillage présente sur l'ancien un avantage très-grand sous le point de vue de l'économie. Nous n'avons pas besoin de rappeler ici les nombres que nous avons cités précédemment. L'économie sera plus forte encore quand les ouvriers seront mis à l'entreprise au nouveau fourneau; on pourra leur donner 12 fr. au plus par tonne de minerai grillé, au lieu de 19 fr. comme pour l'ancien. La différence provient principalement de ce que la consommation de houille est bien moindre : 30 à 31 p. 100 de minerai grillé au lieu de 48.

Nous pouvons ajouter :

1° Que le minerai peut être bien mieux grillé dans le nouveau fourneau, ce qui se traduit en une économie pour le traitement aux fours à manche;

2° Que la perte de poids au grillage est moindre, ou, plus exactement, que la proportion de matières pulvérulentes entraînées dans la chambre de condensation et dans le canal souterrain est beaucoup moins forte.

Pour toutes ces raisons, le fourneau Zeppenfeld doit être considéré comme beaucoup plus avantageux que l'ancien fourneau : aussi ne faut-il pas s'étonner que ce dernier soit maintenant abandonné.

Réduction des minerais grillés. — La réduction des minerais grillés est faite dans des fours à manche peu élevés. Les trois fours qui existent maintenant à l'usine sont représentés *Pl. XXX, fig.* 7 à 10.

Fours a manche. — *Pl. XXX.* — Leurs principales dimensions sont :

Section horizontale, $0^m,90$ sur $0^m,60$.

Hauteur de la gueule au-dessus de la tuyère, $1^m,60$ [1].

L'œil de la tuyère a $0^m,025$.

1. Dernièrement on a relevé la tuyère de $0^m,15$, en laissant l'ouverture de chargement en place; la hauteur est diminuée par là de $0^m,15$.

La sole du fourneau est en brasque ; sa surface est inclinée vers l'avant-creuset.

La profondeur maxima au-dessous de la tuyère est 0m,45.

L'avant-creuset est creusé dans un massif de brasque élevé d'un mètre au-dessus du sol de l'atelier, et maintenu par trois plaques de fonte. Trois marches permettent aux ouvriers de monter sur ce massif pour charger les lits de fusion. Les matières fondues se réunissent dans l'avant-creuset ; les scories coulent par-dessus les bords sur le sol, ou sont enlevées en grandes plaques solidifiées. Le plomb et la matte sont conduits en temps opportun dans un bassin latéral en brasque, ménagé dans le sol même de l'atelier.

Les fumées et les gaz se rendent dans des chambres de condensation terminées par un canal qui conduit au ventilateur. Chaque four à manche est pourvu d'une petite cheminée, de sorte qu'au besoin on peut ne pas employer le ventilateur.

Les magasins de coke, chaux fluatée, calcaire, débris de fourneaux, abstrichs, abzugs, ferraille, sont à proximité de l'atelier.

MACHINE SOUFFLANTE. — La machine soufflante est placée de l'autre côté du fourneau de coupelle. Elle donne le vent à ce fourneau et aux trois fours à manche. La machine se compose de deux caisses rectangulaires en bois à simple effet ; les pistons en bois, munis de larges soupapes en cuir, sont mis en mouvement par une roue hydraulique, qui sert également au ventilateur et à la pompe alimentaire.

Un régulateur est disposé au-dessus des deux caisses ; mais il est de capacité trop petite pour produire de l'effet.

Les caisses ont 1m,13 de côté ; la course des pistons est de 0m,80. Chacun d'eux peut faire de dix à douze levées par minute. En faisant abstraction des pertes, la quantité de vent fournie par la machine soufflante peut s'élever à 20 ou à 25 mètres cubes par minute ; la pression est de 1 1/2 centimètre de mercure. Cette quantité de vent et cette pression sont à peine suffisantes pour les fours à manche ; aussi, quand la coupellation vient se joindre à la réduction dans les trois fours, il faut mettre en mouvement des soufflets en cuir pour aider la machine soufflante.

Dans le courant de 1850, on remplacera cette vieille machine par un système soufflant plus énergique, composé de deux cylindres en fonte à double effet et d'un grand régulateur. On établira en même temps une roue hydraulique plus forte. Cet appareil, construit dans les ateliers de Cavé, à Paris, pourra donner par minute 40 mètres cubes d'air, à la pression de 0m,05 à 0m,07 de mercure. Sa disposition est représentée dans les *fig.* 1, 2, *Pl. XXI.* Quand il sera établi, on pourra construire et mettre en feu deux nouveaux fours à manche et un second fourneau de coupelle.

Construction des fours a manche, et durée des campagnes. — *Pl. XXX.* — Les fours à manche sont construits en briques rouges à l'intérieur, en pierres de taille de Volvic et Pontgibaud à l'extérieur. Les briques ont 0m,50 d'épaisseur; le massif extérieur a 0m,60. Il est maintenu par des armatures en fer forgé. On a employé successivement, pour la chemise intérieure, des briques réfractaires et de la brasque fortement tassée; ces matériaux ont moins bien résisté que les briques rouges de Pontgibaud, employées seules maintenant.

La poitrine, en briques, a seulement 0m,15; elle est formée (*fig.* 7, 8, 9, 10, *Pl. XXX*) de trois voûtes, ayant chacune deux briques d'épaisseur séparées par des intervalles de 0m,12 bouchés, pendant le travail, avec des briques sèches dont les joints sont recouverts d'argile rouge à l'extérieur. Cette disposition présente une grande solidité, et permet d'introduire facilement des ringards dans le four, quand un engorgement est produit.

La durée des campagnes dépend principalement de la nature des matières fondues, de la régularité qu'on peut maintenir dans l'allure, bien plus que des propriétés plus ou moins réfractaires des matériaux employés pour la chemise intérieure.

Dans les circonstances les plus favorables, c'est-à-dire quand la mise en feu a été bien conduite, que le nez peut être maintenu à une longueur convenable, que la nature des minerais grillés varie peu, quand l'allure du four peut être régulière, la durée de la campagne atteint quarante et même cinquante jours.

Les campagnes sont ordinairement moins longues par suite de l'irrégularité dans la proportion des gangues des minerais; on peut compter sur trente jours, comme durée probable d'une campagne bien commencée.

Lits de fusion. — Les lits de fusion sont préparés par des ouvriers spéciaux dans l'atelier et en avant des fours à manche. Ces ouvriers vont chercher eux-mêmes tous les matériaux, et les disposent par couches horizontales ou par lits.

En bonne allure des fours, un lit de fusion est composé des matières suivantes :

Minerai grillé....................	1,000 kil.	
Chaux fluatée....................	100	
Calcaire..........................	240	
Ferraille..........................	100	
Soles de coupelle, abstrichs, abzugs, débris de fourneaux.............	60	
Scories anciennes (riches)..........	500 à	600 kil.
Poids total...........	2,000 à	2,100 kil.

On fait varier, suivant la nature des minerais grillés, la proportion de

chaux fluatée, de calcaire et de ferraille, mais entre des limites assez restreintes.

Pour la chaux fluatée, on ne dépasse jamais 100 kilogrammes pour un lit de fusion; un excès de ce réactif rend les scories très-fluides, mais en même temps augmente la perte par volatilisation et la proportion du plomb restant dans les scories : le plomb se trouve probablement retenu à l'état de fluosulfate ou de fluosilicate. Un excès de fer rend les scories très-pauvres en plomb, mais donne lieu fréquemment à des engorgements ou bonnets, très-nuisibles pour l'allure des fours et la durée des campagnes. La quantité de ferraille nécessaire dépend du soin apporté au grillage; il faut d'autant plus de ferraille que le minerai aggloméré contient plus de sulfure et de sulfate.

La proportion de calcaire varie avec la nature du minerai; on a dernièrement cherché à augmenter sa quantité autant que l'a permis la nécessité de conserver une grande fluidité aux scories; on est parvenu à 240 kilogrammes de calcaire par lit de fusion, tandis qu'au commencement de 1849 on ne passait guère que 50 à 60 kilogrammes. On a remarqué que plus la proportion de calcaire est grande, plus les scories sont pauvres en plomb.

Le calcaire de Bourglastic est évidemment moins bon que celui de Clermont, en ce qu'il contient presque autant de quartz que le dernier renferme d'argile.

Personnel. — Les trois fours à manche, en bonne allure, peuvent fondre en vingt-quatre heures de neuf à dix lits de fusion. Le transport des matières, leur préparation en lits, en face des fours, sont faits par trois ouvriers, auxquels on paye 0f,35 par lit, soit par 1,000 kilogrammes de minerai grillé. Ces ouvriers peuvent gagner en vingt-quatre heures de 3f,15 à 3f,50, c'est-à-dire, en moyenne, un peu plus de 1 franc par homme.

La soufflerie n'exige aucun ouvrier spécial; elle est sous la direction immédiate du contre-maître.

Le travail aux fours à manche exige quatre hommes pour trois fours, ou trois hommes pour deux fours en feu. Les postes sont de douze heures. On paye aux ouvriers 2 francs par lit de fusion; les huit ouvriers peuvent donc gagner, en vingt-quatre heures, de 18 à 20 francs. Mais assez souvent ils gagnent beaucoup moins, parce que trois fours ne peuvent pas fondre régulièrement de neuf à dix lits.

Les fondeurs doivent s'éclairer à leurs frais pendant la nuit; ils doivent faire les charges, les coulées, toutes les opérations nécessaires, et transporter les scories dans la cour, à côté de l'atelier.

Dans la cour les scories sont examinées; elles sont essayées tous les jours. Les scories riches sont cassées et repassées de suite dans les lits de fusion; les

scories pauvres sont enlevées dans un tombereau et portées à une certaine distance de l'usine.

Opération. — Nous ne décrirons pas en détail le travail des fours à manche; il ne présente aucune particularité.

La mise en feu d'un four nouvellement réparé doit être faite avec une grande lenteur; vers le septième jour de la campagne, le four peut fondre trois et même quatre lits; on peut continuer, pendant vingt-cinq à trente jours, à passer trois lits au moins par vingt-quatre heures, à moins cependant que le four ne s'engorge. On consomme 150 kilogrammes de coke pour un lit de fusion, soit 15 de coke pour 100 de minerai grillé.

Les ouvriers doivent charger les lits de fusion et le coke à des intervalles assez réguliers et de manière que la charge ne descende jamais au-dessous de l'arête supérieure de la poitrine; ils doivent faire couler les scories lentement sur le massif de l'avant-creuset, et maintenir une certaine épaisseur de scorie solidifiée au-dessus des matières fondues dans l'avant-creuset. Ces scories solides sont enlevées seulement avant les coulées.

Les intervalles qui séparent les coulées dépendent de la richesse des minerais grillés, comprise ordinairement entre 25 et 35 p. 100 de plomb. Il faut faire couler le plomb de l'avant-creuset dans le bassin extérieur de deux à quatre fois par vingt-quatre heures.

Dans le bassin, le plomb est souvent recouvert d'une couche mince de matte; ce produit ne s'observe jamais quand le minerai a été bien grillé; aussi la matte indiquant négligence des ouvriers grilleurs leur est rendue; ils doivent la griller de nouveau à leurs frais.

La matte est solidifiée rapidement avec de l'eau; quand elle est enlevée, on puise le plomb à la cuiller, et on le moule dans des lingotières en fonte. Chaque lingot pèse 20 kilogrammes.

Les fours à manche donnent trois produits fondus différents :

Le plomb d'œuvre, la matte, les scories.

Plomb. — Le plomb d'œuvre n'est pas très-impur; il contient de l'arsenic, de l'antimoine, un peu de zinc et de fer. Il est très-riche en argent (nous indiquerons plus loin les quantités de plomb et d'argent retirées des minerais depuis plusieurs années). En 1849, le plomb d'œuvre a toujours rendu à l'essai plus de 450 grammes d'argent pour 100 kilogrammes.

Matte. — La matte est un produit accidentel et peu important; elle est riche en plomb et en argent. Deux échantillons nous ont donné les compositions suivantes :

Plomb	0,795	0,670
Fer	0,122	0,224
Zinc	0,011	0,011
Arsenic et antimoine	0,042	0,045
Soufre	0,023	0,040
	0,993	0,990

A l'essai par voie sèche, ces échantillons ont donné :

Pour 100 kil. de matte :

Plomb.	76 kil.	63 kil.
Argent.	175 gr.	165 gr.

Soit pour 100 kil. de plomb :

Argent.	230 gr.	262 gr.

Scories. — Les scories obtenues sont en général d'un vert foncé ou jaunâtre ; elles contiennent beaucoup de protoxyde de fer, et la surface est souvent colorée en brun, par suite de la peroxydation du protoxyde de fer pendant le refroidissement au contact de l'air. Les scories sont compactes, très-peu bulleuses, et présentent à la cassure un éclat résineux. Essayées par voie sèche, elles rendent ordinairement de 1 à 3 p. 100 de plomb, tant que les fours conservent une allure régulière : quand la fonte est difficile, le rendement en plomb à l'essai s'élève jusqu'à 6 et 8 p. 100. Elles sont alors presque aussi riches que les scories anciennes, dont il existe un tas considérable à proximité de l'usine, et qui rendent à l'essai de 10 à 14 p. 100 de plomb.

Nous avons analysé trois échantillons de scories :

N° 1, scorie ancienne ;

N° 2, scorie répondant à une allure irrégulière ;

N° 3, scorie obtenue en bonne allure.

Ces échantillons nous ont donné [1] :

	N° 1.	N° 2.	N° 3.
Silice	0,390	0,400	0,380
Baryte	0,026	0,032	0,033
Chaux	0,110	0,150	0,241
Magnésie, alcalis	0,021	0,032	0,029
Acide sulfurique	0,010	0,023	0,021
Fluor	en quantité	notable,	non dosé.
Alumine	0,015	0,017	0,014
Oxyde de fer (protoxyde)	0,212	0,187	0,192
Oxyde de zinc	0,017	0,015	0,016
Oxyde de plomb	0,182	0,131	0,060
	0,983	0,987	0,986

1. Quand ces échantillons ont été recueillis, la proportion de calcaire ne dépassait pas 80 kilogrammes par lit de fusion : les scories actuelles sont plus riches en chaux et plus pauvres en plomb.

Essais par voie sèche. — Ces trois échantillons ont donné :

Pour 100 kil. de scories :

Plomb....	12 kil.	9 kil.	1k,50
Argent....	4g,20	3g,60	0g,75

Soit pour 100 kil. de plomb :

Argent...	35 gr.	40 gr.	50 gr.

Fumées. — Dans les chambres de condensation, dans le conduit souterrain et dans la chambre du ventilateur, se déposent des fumées assez abondantes; elles sont blanches dans la première chambre de condensation, grises dans le conduit souterrain, et presque noires dans la chambre du ventilateur. Nous avons analysé deux échantillons, l'un pris dans la chambre de condensation, l'autre recueilli dans la chambre du ventilateur.

1° Fumées prises à la voûte de la première chambre de condensation :

Oxyde de plomb........	0,665
Acide sulfurique........	0,170
Acide arsénieux........	0,011
Oxyde de fer...........	0,030
Oxyde de zinc..........	0,120
	0,996

Ces fumées sont composées presque exclusivement de sulfates.

Essai par voie sèche.

Pour 100 kil. de fumées :	Plomb.	56 kil.
	Argent.	28 gr.
Soit pour 100 kil. de plomb :	Argent.	50 gr.

2° Fumées presque noires, prises dans la chambre du ventilateur :

Plomb..............	0,550
Soufre..............	0,089
Sulfate de plomb.....	0,130
Oxyde de plomb......	0,037
Oxyde de fer...	0,130
Oxyde de zinc........	0,031
Arsenic?...........	0,015
	0,982

Essai par voie sèche. — L'échantillon a donné, pour 100 kilogrammes :

	Plomb...	62 kil.
	Argent...	55 gr.
Soit pour 100 kil. de plomb :	Argent...	88 gr.

Il n'est pas étonnant que dans la première chambre, dans laquelle la température est assez élevée, les fumées soient toutes oxydées; mais il faut bien remarquer leur richesse en argent. L'argent est entraîné en quantité très notable [1].

On n'a pas fait encore d'expériences pour constater la quantité de fumées condensées pendant un certain temps.

Produits et consommations. — Les trois fours à manche peuvent fondre en vingt-quatre heures 9 à 10,000 kilogrammes de minerai grillé, et produisent de 2,500 à 3,000 kilogrammes de plomb d'œuvre.

Les consommations et les frais, rapportés à 1,000 kilogrammes de minerai grillé, sont :

Coke : 150 kil., à 7f,50	10f,75
Préparation des lits de fusion	0,35
Fondeurs (à l'entreprise)	2,00
Usure d'outils, réparation des fourneaux, enlèvement des scories, etc.	0,95
Soit pour 1,000 kil. de minerai grillé.	14,05

Nous ne pouvons pas comparer le rendement en plomb d'œuvre des fours à manche, à la richesse en plomb du minerai, pour plusieurs raisons.

D'abord, on passe dans les lits de fusion des scories anciennes et plusieurs matières plombeuses, telles que : abstrichs et abzugs, débris de fourneaux et fumées, dont il est impossible de connaître exactement la richesse.

En second lieu, il est assez difficile de connaître la véritable richesse moyenne des minerais amenés aux fourneaux de grillage et bien plus encore des minerais grillés, lesquels sont changés en assez gros morceaux dans les fours à manche.

Il faut environ 11,720 kilogrammes à 12,000 kilogrammes de minerai cru pour donner 2,800 à 3,000 kilogrammes de plomb d'œuvre, soit, pour le rendement du minerai en plomb, au traitement métallurgique, 25 de plomb pour 100 de minerai. La teneur en plomb du minerai peut être évaluée approximativement à 30 ou 33 p. 100. La perte est donc certainement considérable; elle est due principalement aux fumées non condensées.

Afin de rendre plus complète la condensation des fumées, on installera prochainement trois ventilateurs au lieu d'un seul, et on emploiera la vapeur d'eau en même temps que l'eau en pluie, au lieu de cette dernière seulement. Plusieurs expériences, faites par M. Pallu depuis quelques années, lui

1. De la plus grande richesse en argent des fumées du ventilateur, on ne peut tirer aucune conséquence certaine, parce que le ventilateur aspire les fumées de la coupellation et du grillage en même temps que celle des fours à manche.

ont indiqué que l'emploi simultané de l'eau et de la vapeur a un effet de condensation beaucoup plus énergique.

Coupellation.

Méthode. — On sépare l'argent du plomb d'œuvre par une coupellation conduite très-rapidement. L'opération donne plusieurs produits :

1° De l'argent brut en gâteau;

2° Des litharges de qualités différentes, contenant de nombreuses grenailles de plomb;

3° Des abzugs, abstrichs, soles.

L'argent est fondu de nouveau, coulé dans des lingotières et envoyé à Paris.

Les litharges sont triées avec soin et divisées en litharges jaunes, litharges rouges, litharges impures. On les traite ensuite dans différents appareils que nous décrirons plus loin, afin de séparer les grenailles de plomb, d'obtenir des produits marchands ou des litharges à revivifier.

Les abstrichs, abzugs, débris de soles, sont passés dans les lits de fusion des fours à manches.

Fourneau de coupelle. — *Pl. XXXI.* — Le fourneau de coupelle (*Pl. XXXI, fig.* 1-4) est circulaire et à voûte mobile; la grille est disposée pour brûler des fagots [1]; ses dimensions principales sont les suivantes :

Diamètre intérieur, 3 mètres.

Hauteur de la voûte au-dessus du point le plus bas de la sole, $1^m,20$.

La grille a $1^m,60$ sur $0^m,40$. Le pont est à $0^m,30$ au-dessus des barreaux.

La voûte du foyer est à $0^m,22$ au-dessus du pont.

Le rampant, pour la sortie des gaz et fumées, a $0^m,20$ de hauteur et $1^m,60$ de largeur. Il aboutit à une chambre de condensation, laquelle communique par un rampant souterrain avec le ventilateur.

Comme une partie des fumées plombeuses sort par la porte de travail, au milieu du fourneau, on a disposé au-dessus de cette porte une petite hotte en tôle, qui communique avec la chambre de condensation par un tuyau horizontal.

Du côté opposé à la porte, le fourneau présente trois ouvertures pour les tuyères. Le vent est lancé par la machine soufflante et par deux grands soufflets en cuir.

1. On compte essayer prochainement de coupeller à la houille; il faudra très-probablement modifier le foyer.

La voûte mobile est soutenue et manœuvrée par des chaînettes et par une grosse chaîne en fer qui va s'enrouler sur un tour.

Toute la partie intérieure du fourneau, voûte et parois, est en briques rouges; le massif extérieur est en pierres volcaniques de Volvic.

COUPELLE. — La sole est faite, pour chaque opération, avec un mélange de calcaire marneux, de chaux éteinte et d'argile. Les proportions les plus convenables sont :

Calcaire marneux......	1,400 kil.
Chaux éteinte.........	280
Argile...............	280

Ces nombres indiquent les quantités nécessaires pour une coupelle; ils sont entre eux dans les rapports — 5 : 1 : 1.

Pour la confection d'une sole ou coupelle, il est essentiel que les matières soient bien pulvérisées, bien intimement mélangées, et ensuite tassées uniformément dans le fourneau.

La pulvérisation des matières est faite sous une meule; elle est payée aux ouvriers 1f,50 par mètre cube, soit environ 2 fr. pour une coupelle. Les matières pulvérisées sont passées à travers un tamis très-fin; les poussières sont d'abord mélangées à sec aussi exactement que possible, puis imprégnées d'eau de manière à ce que le mélange forme une pâte consistante.

On laisse les matières bien s'imprégner d'eau pendant quarante-huit heures, et pendant ce temps on change trois fois le tas de place, en ayant soin de le retourner chaque fois.

Ces opérations ont pour but de rendre la pâte homogène et bien également humide.

Après cette façon préliminaire, la pâte est portée dans le fourneau, dont la voûte est enlevée et qui doit être parfaitement refroidi. Elle est d'abord fortement et uniformément tassée avec des dames légères en bois garnies de sept pointes parallèles également en bois. Deux hommes peuvent travailler à la fois à ce premier tassement. La surface de la coupelle est terminée par un seul ouvrier, avec une dame plate en fonte pesant seulement 1 kilogramme.

CHARGEMENT. — Dès que la coupelle est terminée, on [1] procède au chargement du plomb : on étend sur la sole une couche de paille, afin que le choc des saumons n'abîme pas la surface; on charge ensuite le plomb en ayant soin de ne pas serrer les saumons les uns contre les autres. On bouche avec de l'argile les ouvertures des tuyères et de la poitrine, et on met la voûte en place.

Le battage de la coupelle et le chargement du plomb demandent environ

1. Les mêmes ouvriers font la coupelle, le chargement et la coupellation.

huit heures; il en faut trois pour une opération préliminaire dont nous n'avons pas besoin de parler, l'enlèvement de la coupelle de l'opération précédente.

La charge ordinaire de plomb d'œuvre pour une coupellation est de 9,000 kilogrammes.

Fusion. — Dès que la voûte est en place, on commence le feu. On le conduit d'abord avec une grande lenteur, afin de sécher la coupelle sans la fendre; on le pousse ensuite plus vivement pour fondre toute la charge. La fusion complète des 9,000 kilogrammes de plomb n'a lieu qu'après dix heures, depuis la mise en feu. On place alors une tuyère, et on lance un peu de vent à la surface du bain. Il se forme presque immédiatement des abzugs, matières scoriacées, noires, contenant beaucoup de fer, de zinc, d'arsenic et d'antimoine.

Abzugs et abstrichs. — On augmente progressivement la quantité de vent, et on élève de plus en plus la température du fourneau; les abzugs deviennent de plus en plus plombeux, et sont remplacés par des matières mieux fondues, les abstrichs. On met alors les trois tuyères en place, et on force un peu le vent; les abstrichs, d'abord presque noirs, deviennent peu à peu presque jaunes, et passent à des litharges impures. Celles-ci sont promptement remplacées par les litharges jaunes.

Les abzugs se forment pendant trois heures, à partir du moment où la fusion est complète; on obtient des abstrichs pendant six heures et des litharges impures seulement pendant une heure.

Les abzugs et les premiers abstrichs sont épaissis, ou mieux boursouflés dans le fourneau, au moyen de poussier de charbon, et enlevés à l'aide d'un râble en bois. Les derniers abstrichs et les litharges impures coulent par une rainure faite à la poitrine sur le sol de l'atelier. Dès que les litharges deviennent jaunes et assez pures pour donner des produits marchands, on les recueille dans des grands pots en fonte capables de contenir de 180 à 200 kilogrammes de litharges (*Pl. XXXI, fig.* 5-6). Ces pots sont manœuvrés à l'aide de grandes pinces (*fig.* 7, 8, *Pl. XXXI*). On commence ordinairement à recueillir les litharges dans les pots dix heures après la fusion du plomb. A ce moment on lance dans le fourneau jusqu'à 12 mètres cubes d'air par minute.

Litharges. — La production des litharges se fait alors rapidement et assez régulièrement jusqu'à la fin de la coupellation. Elles coulent par des rigoles que les ouvriers creusent dans la poitrine, de plus en plus profondes à mesure que la surface du bain s'abaisse. Une coupellation donne environ quarante-quatre pots de litharges dans un intervalle d'environ vingt-quatre heures; il faut à peu près le même temps pour remplir un pot aux différentes phases de la production des litharges.

Les litharges devraient couler seules par les rigoles de la poitrine; mais elles entraînent toujours une quantité de plomb assez considérable, qu'il est ensuite nécessaire de séparer. Quand les litharges se forment en trop petite quantité, vers la fin de la coupellation, pour qu'on puisse les faire couler par la poitrine, il reste encore dans le fourneau plus de 250 kilogrammes de plomb.

Éclair. — L'aspect du bain change alors d'une manière notable : au lieu des ondulations régulières des tuyères vers la poitrine, la surface présente un mouvement particulier, qu'on compare à une ébullition, dont l'intensité va en croissant pendant une heure; elle diminue ensuite, et cesse presque complétement une demi-heure avant l'éclair; la surface du bain devient presque terne et se recouvre de taches irisées en mouvement rapide. Il semble alors qu'un voile, continuellement agité, soit étendu sur la surface brillante du métal. Les litharges sont absorbées par la coupelle, et le gâteau paraît terne, mais bien nettement séparé de la sole.

Refroidissement de l'argent. — Enfin l'éclair a lieu; c'est-à-dire que le voile se déchire par l'angle de la cheminée, et la surface de l'argent se découvre, brillante et parfaitement nette. L'opération est terminée, mais le refroidissement de l'argent exige des précautions assez grandes. On continue à pousser le feu pendant cinq minutes environ après l'éclair, jusqu'au moment où le gâteau commence à se figer sur les bords.

On enlève alors le feu, et on ouvre toutes les portes du fourneau afin de rendre le refroidissement assez rapide; en même temps on lance dans le fourneau et sur le gâteau de 9 à 10 mètres cubes d'air par minute. Au bout de trois heures, le gâteau est bien refroidi; on l'enlève pour le porter à l'atelier de raffinage ou plutôt de seconde fusion.

On employait autrefois l'eau pour refroidir rapidement l'argent dans le fourneau; mais on a remarqué que souvent le gâteau prenait racine[1] dans la coupelle; on avait de la peine à le retirer du fourneau, et on laissait jusqu'à 1 kilogramme d'argent dans les fissures de la sole. Ce phénomène ne se présente pas quand on refroidit l'argent par le vent des tuyères, et la surface inférieure du gâteau est bien nettement séparée de la coupelle.

Quand on ne refroidit le gâteau ni par l'eau, ni par le vent des tuyères, on observe un phénomène qu'on désigne à Pontgibaud sous le nom de champi-

1. En jetant de l'eau sur la sole échauffée et sur l'argent, on détermine souvent des fissures dans la coupelle; l'argent encore liquide pénètre dans les fissures; le gâteau refroidi est alors assez analogue à la tête d'un champignon, tenant à la coupelle par des racines irrégulières et peu étendues.

gnonage. Il consiste en un boursouflement qui se manifeste sur une partie des bords du gâteau. Il se produit principalement quand, le vent étant arrêté, la grille est encore chargée de quelques fagots. Il semble au premier abord que la litharge, dont la coupelle est imprégnée, fournit en certains points du plomb à l'argent avec dégagement de gaz; le plomb, en se combinant à l'argent, lui donne une fluidité plus grande; les gaz, en se dégageant, font boursoufler l'alliage, qui, bientôt refroidi, présente une surface rugueuse, et tombe facilement en poussière. Cette explication est basée sur ce que l'argent champignoné contient ordinairement plus de plomb que le reste du gâteau.

Mais il est bien évident que le champignonage n'est autre chose que le phénomène bien connu du rochage.

Refroidissement du fourneau. — Le fourneau se refroidit assez rapidement quand le gâteau d'argent est enlevé; il ne faut cependant pas moins d'un jour entier pour que le fourneau soit prêt au battage d'une nouvelle sole.

En résumé, le temps nécessaire pour une opération, en ne comptant pas les quarante-huit heures de la confection du mélange, se divise ainsi qu'il suit :

Refroidissement du fourneau	24 heures.
Enlèvement de la sole précédente	3
Battage de la coupelle, chargement	8
Fusion du plomb	10
(A ce moment commence le vent.)	
Formation des abzugs, abstrichs et litharges impures	10
Formation des litharges	24
Intervalle jusqu'à l'éclair	2
Refroidissement du gâteau	3
Total	84

On lance le vent pendant trente-neuf heures.

On peut faire aisément une coupellation tous les quatre jours, ou plus de sept coupellations par mois.

Le fourneau actuel suffit parfaitement pour coupeller le plomb donné par les trois fours à manche. La place pour un second fourneau est réservée dans l'atelier; il sera probablement construit en même temps que deux nouveaux fours à manche.

Personnel. — Les coupellations sont faites par quatre hommes et deux gamins, divisés en deux brigades. Ces ouvriers doivent préparer les mélanges pour les soles, faire le battage des coupelles dans le fourneau, le chargement et la coupellation du plomb. Ils sont payés 12 fr. par 1,000 kilogrammes de

plomb coupellé ; ils ont à leur charge le combustible et l'éclairage. Toutes les matières leur sont amenées devant le fourneau, et on leur fournit les outils.

Les mêmes ouvriers sont chargés de préparer et d'emballer les litharges jaunes et rouges dans l'intervalle des coupellations ; on leur donne 6 fr. par coupelle, soit 0f,666 pour 1,000 kil. de plomb.

Produits. — Les produits de la coupellation sont assez nombreux ; on peut distinguer :

1° L'argent brut ou l'argent de coupelle.

2° Les litharges jaunes et rouges.

3° Les litharges impures, les abstrichs et les abzugs.

4° Les débris de sole.

5° Les fumées condensées dans la chambre et dans le conduit du ventilateur.

Argent brut. — Le titre de l'argent brut donné par la coupellation varie ordinairement entre $\frac{900}{1000}$ et $\frac{920}{1000}$. Il est, du reste, assez difficile de connaître bien exactement le titre moyen d'un gâteau d'argent, contenant encore une proportion aussi forte de plomb. L'alliage n'est pas homogène, et le titre varie avec le point auquel on prend l'essai. Il en est de même pour les alliages qui renferment moins d'argent, par exemple pour le plomb d'œuvre ; dans un saumon de plomb, les parties refroidies rapidement par le contact du moule ou par l'air extérieur, ne contiennent pas la même quantité d'argent que les parties intérieures, qui se refroidissent lentement.

Les alliages de plomb et d'argent, en pleine fusion, sont au contraire assez homogènes, quelle que soit la proportion de l'argent ; les prises d'essai doivent toujours être faites dans l'alliage fondu.



L'argent brut a été soumis au raffinage jusqu'à la fin de 1849 ; maintenant on trouve plus commode de refondre le gâteau d'argent dans des creusets ; on coule l'argent en lingots, qu'on expédie à Paris.

Litharges. — Les litharges sont reçues dans des pots en fonte, dans lesquels elles sont moulées en pains presque cylindriques pesant de 180 à 200 kilogrammes. Les pots sont vidés sur une aire disposée en face de la poitrine du fourneau de coupelle. Il faut soumettre ces litharges à plusieurs opérations, afin de séparer les grenailles de plomb riche en argent, et d'obtenir la litharge telle que la demande le commerce, en paillettes ou en poudre impalpable.

Les pains de litharge sont d'abord cassés au marteau ; les morceaux sont soumis à un triage, par lequel on sépare les parties cristallines, qui peuvent donner des litharges rouges en paillettes, des parties bien agglomérées, qui donneront les litharges en poudre. On trouve quelquefois dans les pots de

grandes plaques de plomb; elles sont séparées dans le triage et passées dans une coupellation suivante [1].

Litharges rouges. — Les litharges cristallines sont traitées dans un appareil spécial (*Pl. XXXI, fig.* 9, 10), composé essentiellement de deux cylindres broyeurs en bois, d'un trommel incliné, d'une caisse destinée à réunir les grenailles de plomb, et d'une chambre pour les litharges. L'appareil est mis en mouvement par une roue hydraulique; il n'exige pas d'autre main-d'œuvre que celle nécessaire pour le chargement et l'enlèvement des deux produits : litharges rouges en paillettes, grenailles de plomb.

Litharges marchandes. — Les litharges fortement agglomérées sont d'abord écras[illegible] sous une meule verticale, tournant en roulant et glissant sur une sole [illegible]fonte annulaire. Les matières écrasées tombent dans une caisse pleine [illegible] de là passent dans un labyrinthe et dans deux bassins de dépôt [2]. [illegible]nailles de plomb, les grains non écrasés de litharge restent dans la [illegible]u tout au moins en tête du labyrinthe; les poussières fines sont [illegible]ées dans les bassins.

[illegible]matières restées dans la caisse sous la meule sont d'abord débourbées; [illegible]pération enlève une certaine quantité de litharges fines, déposées en [illegible] temps que les grenailles de plomb et les grains de litharge. Les [illegible]ams se rendent dans un petit labyrinthe terminé par un bassin de [illegible]

[illegible]grenailles et grains débourbés sont lavés sur un crible à pompe fou[illegible]uquel on obtient trois produits :

[illegible]enailles de plomb;

[illegible]harge en grains;

3° [illegible]ères fines traversant la grille.

Les [illegible]ailles de plomb sont coupellées de nouveau; les grains de litharge sont [illegible]és à la meule; les matières fines sont lavées sur un caisson allemand [illegible] boues provenant de ce lavage sont conduites au labyrinthe du [illegible]ourbage.

Le [illegible]sson donne, en outre, deux produits :

1° Plomb en petites grenailles;

2° Litharge en grains.

1. Nous n'entrerons pas dans la discussion du procédé de coupellation de Pontgibaud, ni dans la comparaison avec le procédé du Harz, qui donne des litharges bien plus pures et plus pauvres en argent.

2. Le levier A coudé sert à manœuvrer la porte horizontale B qui ferme le fond de la caisse. Quand la porte est ouverte, les matières de la caisse passent dans le labyrinthe; les matières dans la caisse sont agitées constamment par deux rateaux fixés à l'axe de la meule.

Ces deux produits sont passés; le premier à la coupellation, le second à la meule.

Comme produits définitifs de toutes ces opérations, on obtient du plomb, des litharges en schlamms dans les bassins.

Pl. XXXII. — Quand, après un certain temps de repos, l'eau d'un bassin est devenue claire, on l'enlève avec un siphon; la litharge est alors chargée à la pelle dans des caisses de tôle (*Pl. XXXII, fig.* 4, 5), et séchée très-lentement dans un long fourneau analogue à ceux qui servent, dans le laminage du zinc, à réchauffer les feuilles dégrossies. Cet appareil est représenté (*Pl. XXXII, fig.* 1, 2, 3).

La litharge séchée se présente en pains assez durs; il faut encore la soumettre à une opération pour la rendre marchande, c'est-à-dire pour l'obtenir en poudre impalpable.

L'appareil employé se compose :

1° De deux cylindres en bois, entre lesquels les morceaux de litharge sont réduits en poussière;

2° D'un ventilateur, dans lequel les poussières arrivent par l'axe, et duquel elles sortent, entraînées par le vent dans un tuyau vertical;

3° D'une grande chambre, dans laquelle la litharge se dépose à la partie inférieure, tandis que l'air de la partie supérieure retourne au ventilateur;

4° D'une caisse de distribution, dans laquelle on peut prendre la litharge en poussière sans arrêter l'appareil.

Tous ces appareils sont exactement fermés, et aucune poussière ne peut se rendre dans l'atelier. Cette précaution est indispensable, parce que les poussières de litharge donnent en très-peu de temps aux ouvriers les coliques de plomb. En outre, on change très-fréquemment les ouvriers, qui, dans ces opérations, doivent toucher la litharge. On construit dans ce moment une salle de bains; les ouvriers seront astreints à prendre un bain et à changer de vêtements à la fin de la journée.

Les différents appareils à litharges sont employés depuis trop peu de temps, pour que nous puissions donner des nombre relatifs à leurs produits.

Ces produits, litharges en paillettes, litharges en poudre, sont d'une qualité supérieure, et de plus assez pauvres en argent.

Litharges impures. — Les litharges impures et les litharges salies accidentellement sont traitées pour plomb : mais il est nécessaire de séparer d'abord les grenailles de plomb qu'elles renferment : ces grenailles sont riches en argent, mais en proportion trop faible, pour qu'en les laissant avec les litharges on puisse obtenir du plomb d'œuvre d'une teneur un peu élevée.

Cette condition de séparer les grenailles complique un peu le traitement

des litharges. Il faut les passer à la meule et à la préparation mécanique, comme les litharges marchandes.

On obtient deux produits définitifs :

1° Des plombs en grenailles, qu'on passe à la coupellation ;

2° Des litharges mouillées en schlamms.

Il faut ensuite sécher les schlamms, et enfin réduire la litharge dans un fourneau à réverbère.

Les deux fourneaux, de séchage et de réduction, seront construits en 1850[1].

Argent contenu dans les litharges. — Les litharges contiennent une proportion d'argent très-faible, mais renferment, à leur sortie du fourneau de coupelle, une quantité très-variable de grenailles de plomb : ces grenailles sont riches en argent ; celles du commencement contiennent de 600 à 700 grammes ; celles du dernier pot jusqu'à 12,000 et 13,000 grammes.

Aussi, trouve-t-on des proportions d'argent très-différentes, quand on essaye les litharges séparées des grenailles, ou les litharges telles qu'elles sortent des fourneaux.

Dans le premier cas, la teneur en argent varie de 4 à 7 grammes, tandis que dans le second la teneur n'est pas ordinairement inférieure à 25 gr. et s'élève parfois jusqu'à 120 et 130 grammes, aux 100 kilogrammes.

Les litharges, paillettes et marchandes, préparées maintenant à Pontgibaud, ne rendent pas à l'essai plus de 5 à 6 grammes d'argent. Les grenailles de plomb séparées contiennent des moyennes de 2 à 3 p. 100 d'argent.

Nous donnons, dans le tableau suivant, les résultats des essais pour argent des litharges des pots successifs d'une coupellation entière, les échantillons ont été recueillis par nous-même ; nous avons eu soin de prendre dans le bain en fusion des essais de l'alliage contenu, correspondant aux échantillons de litharges. Ces essais représentent presque exactement, pour la richesse en argent, les grenailles de plomb contenues dans les litharges.

Nous rappellerons que le premier pot de litharge est pris dix heures après la fusion du plomb, et le dernier trente-six heures après cette fusion. Il faut une demi-heure environ pour remplir un pot de litharge, et quand le dernier est enlevé il reste encore dans le fourneau près de 250 kilogrammes de plomb.

1. On a réduit jusqu'à présent les litharges, sans séparer les grenailles, au four à manche ou au fourneau écossais. Le plomb obtenu contenait de 50 à 70 grammes d'argent; cette teneur élevée justifie la condition qu'on s'impose maintenant de séparer les grenailles avant de réduire les litharges.

Tableau des teneurs en argent du plomb et des litharges pendant une coupellation.

NUMÉROS des pots de litharge.	ARGENT EN GRAMMES pour 100 kilogrammes.		NUMÉROS des pots de litharge.	ARGENT EN GRAMMES pour 100 kilogrammes.	
	Plomb.	Litharge.		Plomb.	Litharge.
1	600	6	24	1.268	7
2	588	5	25	1.298	8
3	705	7	26	1.335	5
4	656	4	27	1.439	4
5	686	3	28	1.511	4
6	702	5	29	1.556	5
7	713	6	30	1.637	5
8	740	5	31	1.762	5
9	755	4	32	1.809	6
10	765	7	33	1.959	7
11	779	8	34	2.131	6
12	819	5	35	2.225	6
13	848	4	36	2.388	5
14	849	6	37	2.662	4
15	928	7	38	3.571	5
16	897	5	39	3.631	7
17	969	6	40	3.559	5
18	989	4	41	4.058	5
19	1.008	5	42	4.967	7
20	1.080	5	43	6.599	6
21	1.109	4	44	8.921	5
22	1.143	6	45	11.920	6
23	1.179	5			

Abstrichs et abzugs. Soles — Les abstrichs et les abzugs contiennent une proportion assez notable d'argent; aussi les repasse-t-on dans les lits de fusion des fourneaux à manche; il en est de même des soles, qui sont riches en argent, principalement vers le centre des coupelles.

Nous donnons ici les résultats des essais et analyses de plusieurs échantillons.

	N° 1. Abzugs.	N° 2. Abstrichs.	N° 3. Sole.
Oxyde de plomb.......	0,531	0,895	0,565
Oxyde de cuivre.......	0,011	0,002	»
Oxyde de fer..........	0,054	0,026	»
A reporter.....	0,596	0,923	0,565

	No 1. Abzugs.	No 2. Abstrichs.	No 3. Sole.
Report......	0,596	0,923	0,565
Oxyde de zinc.........	0,046	0,015	»
Acide arsénieux.......	0,030	0,007	»
Oxyde d'antimoine....	0.005	»	»
Plomb métallique.....	0,230	»	»
Charbon.............	0,056	»	»
	0,963	0,945	0,565

Essais pour plomb et argent. — Les résultats ont été :

Pour 100 kil. de matières :

Plomb...	70 kil.	80 kil.	48 kil.
Argent...	320 gr.	417 gr.	176 gr.

Pour 100 kil. de plomb :

Argent...	457 gr.	521 gr.	366 gr.

L'échantillon n° 1 a été pris vers le milieu de la formation des abzugs.

L'échantillon n° 2 correspond au moment auquel les abstrichs commencent à devenir assez liquides pour couler par la poitrine.

L'échantillon n° 3 répond à la partie moyenne de la sole.

Dans ces deux derniers on n'a jugé nécessaire de doser que les corps pour lesquels les nombres sont indiqués dans les résultats d'analyse.

Fumées. — Une proportion assez grande de fumées se produit pendant la coupellation ; une partie seulement peut être condensée dans les chambres et dans le canal du ventilateur. Les fumées des chambres sont jaunâtres ou blanches, compactes ou pulvérulentes, et riches en oxyde de plomb.

Un échantillon, recueilli à la voûte, nous a donné pour 100 kilogrammes :

Plomb 67 kil.
Argent 77 grammes.
Soit pour 100 kil. de plomb : Argent 115 grammes.

On n'a pas encore fait d'expérience dans le but de déterminer la quantité de fumées condensées provenant d'une coupellation.

Le ventilateur qui sert à condenser les fumées au moyen de l'eau froide est représenté en coupe et élévation dans les *fig.* 3, 4, 5, 6, *Pl. XXX.* Ces figures n'ont pas besoin d'explication. Nous regrettons que des expériences suivies n'aient pas encore été faites pour constater les quantités de fumées condensées par cet appareil. Du reste, dans très-peu de temps ce ventilateur unique sera remplacé par trois appareils distincts, pour le grillage, pour la réduction et pour la coupellation.

Produits et consommations. — Nous allons maintenant énumérer les quantités de ces produits différents, donnés par la coupellation pendant les campagnes (1847-48 et 1848-49).

Une coupellation de 9,000 kilogrammes de plomb d'œuvre a donné (en moyenne) :

DÉSIGNATION DES PRODUITS.	1847-48		1848-49	
	Poids des produits.	Argent contenu.	Poids des produits.	Argent contenu.
	kil.	kil.	kil.	kil.
Argent	34,29	31,55	37,54	34,28
Abzugs et abstrichs	1.098	3,100	1.090	3,250
Litharges impures	450	3,200	470	4,100
Litharges marchandes	4.527		4.500	
Litharges rouges en paillettes	1.971		1.924	
Débris de soles	1.809	1,500	1.835	1,350
Fumées	non pesées.	»	»	»
	9.889,29	39,350	9.856,54	42,960
Soit pour 1,000 kilogrammes de plomb d'œuvre :				
Argent brut	3,81	3,505	4,171	3,809
Abzugs et abstrichs	122	0,344	121,10	0,361
Litharges impures	50	0,355	52,22	0,455
Litharges marchandes	503		500	
Litharges rouges et paillettes	219		214	
Débris de soles	201	0,166	204	0,150
Fumées	non pesées.	»	»	»
	1.098,81	4,370	1.095,491	4,775

Il serait très-important de connaître la quantité d'argent contenue dans les fumées condensées, et celle qui est perdue; on n'a pas encore fait des expériences assez suivies pour pouvoir calculer ces deux quantités; on ne peut même considérer que comme des approximations la plupart des nombres des tableaux précédents.

A l'avenir, la quantité d'argent dans les litharges sera bien moindre, par suite de l'installation des appareils que nous avons décrits plus haut, à l'aide desquels les grenailles de plomb seront séparées. Pour 100 kilogrammes de plomb, les litharges ne contiendront pas plus de $0^k,004$ d'argent.

Considérons maintenant les produits de la coupellation sous le point de vue du plomb contenu.

Les abstrichs, abzugs, débris de soles, contiennent, en moyenne, 60 p. 100 de plomb; les litharges, 92 p. 100.

D'après ces nombres approximatifs, on a obtenu, pour 1,000 kilogrammes de plomb d'œuvre :

DÉSIGNATION.	PLOMB contenu dans les produits.	
	1847-48	1848-49.
	kil.	kil.
Argent brut....................................	0,305	0,250
Abstrichs, abzugs, soles	193,800	195,060
Litharges......................................	707,480	704,720
Fumées...	non pesées.	non pesées.
	901,585	900,030

On peut admettre que le plomb d'œuvre renferme 96 p. 100 de plomb pur. La perte en plomb dans la coupellation, en ne tenant pas compte des fumées, est d'environ 6,25 p. 100, en considérant seulement le plomb pur.

Rapportée au plomb d'œuvre, la perte est de 10 p. 100 environ.

Combustible. — On brûle dans une coupellation de 981 à 990 fagots ; nous devrions dire on brûlait, car depuis quelque temps le rampant a été considérablement rétréci et amené aux dimensions que nous avons données plus haut ; la consommation de fagots a diminué jusqu'à 750 pour 9,000 kilogrammes de plomb d'œuvre.

Frais de coupellation. — Nous réunissons dans un tableau les frais de coupellation, rapportés à la charge ordinaire 9,000 kil., et les frais rapportés à 1,000 kil. de plomb d'œuvre.

DÉSIGNATION.	FRAIS DE COUPELLATION.	
	pour 9.000 kilogr. de plomb.	pour 1.000 kilogr. de plomb.
	fr.	fr.
Matériaux pour la coupelle....................	44,10	4,90
Pulvérisation..................................	2,00	0,22
Fagots : 990 fagots............................	55,00	6,10
Usure des outils	10,80	1,20
Réparations au fourneau........................	0,36	0,04
Main-d'œuvre de coupellation...................	62,00	6,90
Transports divers..............................	6,00	0,66
	180,26	20,02

Les frais sont maintenant (1850) un peu moins élevés : on ne consomme que 750 fagots au lieu de 990. La différence est de 13 francs environ pour une coupellation entière, et de 1f,44 pour 1,000 kilogrammes de plomb.

D'un autre côté, les frais nécessaires pour la préparation des litharges sont assez notables, et le rendement du plomb en argent brut, à la coupellation, se trouve augmenté de tout l'argent des grenailles de la coupellation précédente, c'est-à-dire de 3 à 4 kilogrammes.

Nous ne pouvons pas donner les frais de préparation des litharges; les appareils n'ont pas fonctionné assez régulièrement ni pendant assez longtemps encore[1].

Raffinage de l'argent. — Comme on a raffiné l'argent brut jusqu'en 1849, et comme les considérations économiques que nous présenterons tout à l'heure s'arrêtent à la campagne 1848-49, nous pensons devoir décrire le raffinage.

L'argent brut est fondu dans des creusets en plombagine, avec une petite quantité de nitre et de quartz. Les creusets ont : hauteur, 0m,30; diamètre en haut, 0m,18; diamètre à la base, 0m,09. Un creuset peut contenir 19 à 20 kilogrammes d'argent et les réactifs nécessaires; il coûte 9 francs.

Les creusets sont chauffés successivement dans un fourneau analogue à ceux qui, dans les laboratoires, servent pour les essais de fer.

Les dimensions principales sont les suivantes :

	m.		m.
Section horizontale.........	0,50	sur	0,50
Profondeur jusqu'à la grille...	0,60		
Section du rampant..........	0,50	sur	0,08
Section de la cheminée.......	0,50	sur	0,15
Hauteur de la cheminée......	5,00		

Le raffinage est fait par le contre-maître de l'usine, assisté d'un ouvrier, et en présence de l'ingénieur.

Opération. — Le creuset étant placé dans le fourneau sur un fromage, et bien entouré de charbon allumé et de coke frais, le contre-maître charge l'argent, coupé en morceaux assez petits, et ajoute progressivement 1/2 kilogramme de nitre et du quartz. Il pousse le feu de manière à fondre assez lentement le métal : la fusion est complète au bout d'une heure, et l'opération terminée en une heure et demie. Le contre-maître enlève les écumes à la surface, et juge que l'opération est terminée quand une petite quantité de nitre

1. Jusqu'à la fin de 1849 les litharges ont été préparées comme dans les autres usines, sans appareils spéciaux. Le triage et la séparation des grenailles de plomb étaient faits à la main par les ouvriers. On payait 6 francs pour la préparation et l'emballage en barils des litharges provenant d'une coupellation.

et quartz ajoutés ne déterminent plus la formation de nouvelles crasses. Il saisit alors le creuset avec des pinces, et coule l'argent dans des lingotières cylindriques.

L'argent raffiné est au titre de $\frac{997}{1000}$.

Les consommations et les frais de raffinage sont les suivants (pour un gâteau de coupelle) :

	fr.
Coke, 30 kil	1,50
Creuset 1, à 9 fr	9,00
Main-d'œuvre, environ	2,00
Nitre et quartz	1,00
Soit	13,50

L'inconvénient de ce mode de raffinage résulte de la difficulté d'obtenir des creusets de bonne qualité. Il arrive parfois qu'un creuset se casse quand on le retire du fourneau.

Maintenant (1850) on fond simplement l'argent dans des creusets en plombagine, sans addition aucune, et aussi rapidement que possible. Cette opération a pour but d'obtenir un alliage plus homogène que le gâteau, et sous forme de lingots [1].

Nous ne pensons pas qu'il soit nécessaire de donner la description des ateliers des charpentiers, menuisiers, forgerons, etc. Nous ne parlerons pas non plus de l'organisation des *bureaux* et de la comptabilité.

PERSONNEL. — L'usine occupe une soixantaine d'ouvriers, dirigés par un contre-maître. Un ingénieur spécial est chargé de l'usine [2].

Sans compter le personnel employé aux transports, l'affaire de Pontgibaud occupe plus de quatre cents ouvriers, hommes, femmes ou enfants.

M. Pallu a institué, depuis longtemps déjà (1835), une caisse de secours et de prévoyance, dont le but est de donner des secours aux ouvriers malades ou blessés, de payer les médicaments et les honoraires des médecins.

Nous donnons un extrait des statuts de la caisse.

Les fonds de la caisse de secours sont divisés en deux catégories :

1° Les fonds de service; 2° les fonds de réserve.

On peut prendre sur les fonds de réserve, en cas d'insuffisance des premiers, pour payer les honoraires des médecins et les médicaments, mais

1. On a contesté dernièrement la présence de l'or dans l'argent livré à la monnaie par l'usine de Pontgibaud. Les essais de plusieurs échantillons nous ont prouvé que l'or se trouve en quantité notable dans les filons Saint-Georges, de Roure, et n° 2 de Rosier.

2. Le nombre des ouvriers employés à l'usine est diminué depuis la suppression de la préparation mécanique; ces ouvriers travaillent maintenant à Rosier.

en aucune circonstance pour donner des secours pécuniaires aux malades et blessés.

Les fonds sont produits par une retenue mensuelle et proportionnelle sur les salaires, par les amendes et par la retenue de la première journée de tout ouvrier nouvellement admis.

La retenue mensuelle est de 1 franc pour tout ouvrier gagnant plus de 1 franc par jour;

De $0^f,50$ pour les ouvriers gagnant de $0^f,50$ à 1 fr.;

De $0^f,25$ pour les ouvriers gagnant moins de $0^f,50$.

L'emploi des fonds est discuté dans un conseil qui s'assemble tous les mois sous la présidence d'un employé supérieur. Le conseil est composé des contre-maîtres, de deux ouvriers mineurs et d'un ouvrier des fonderies. Les ouvriers sont soumis à une élection annuelle.

Un médecin spécial est attaché à l'établissement. Les ouvriers malades ou blessés n'ont droit aux secours que sur la présentation d'un bulletin de maladie, signé par le médecin de l'établissement et par un des contre-maîtres: du reste, pendant leur maladie, les ouvriers peuvent faire venir, soit le médecin spécial, soit tel autre médecin de Pontgibaud qu'ils désignent.

Tout ouvrier malade reçoit, pendant tout le temps de son incapacité de travail, dûment justifiée, un secours variable avec son salaire ordinaire.

Les ouvriers gagnant	plus de 1 fr. reçoivent....	$0^f,50$ par jour.
Id.	entre $0^f,50$ et 1 fr........	$0^f,25$
Id.	moins de $0^f,50$...........	$0^f,125$

La caisse de secours profite des sommes versées par les ouvriers qui volontairement quittent l'usine ou les mines, ainsi que par ceux renvoyés pour cause d'incapacité ou manque au service.

Considérations économiques. — Nous avons déjà donné pour les mines, pour la préparation mécanique des minerais et pour les transports, les frais spéciaux supportés par le minerai préparé pour le grillage. En décrivant le traitement métallurgique, nous avons indiqué pour chaque opération spéciale les frais de combustible et de main-d'œuvre; nous allons maintenant donner un tableau détaillé de tous les frais spéciaux rapportés à un quintal de minerai préparé et au mètre cube de roche exploitée en filons.

Nous dirons ensuite quelques mots des frais généraux.

Frais spéciaux supportés par le mètre cube de minerai exploité.

	Du 15 avril 1838 au 30 sept. 1845.	Du 30 sept. 1845 au 30 sept. 1846.	Du 30 sept. 1846 au 30 sept. 1847.	Du 30 sept. 1847 au 30 sept. 1848.	Du 30 sept. 1848 au 30 sept. 1849.
Mètres cubes exploités	22,948	3,155	4,939	5,115	6,545,92
Rendement d'un mètre cube en minerai préparé pour le grillage	k 115,23	k 290,77	k 192,59	k 248,62	k 232,00
Exploitation, lavage, transport à l'usine	fr. 21,10	fr. 27,68	fr. 23,19	fr. 25,88	fr. 23,42
Frais de fonte	10,13	20,05	14,05	13,84	16,26
Entretien des fourneaux, usure des outils etc.	3,65	8,77	5,23	5,17	5,49
Total des frais pour 1 mèt. cube.	34,88	56,50	42,47	44,89	45,17

Les mêmes frais rapportés au quintal métrique de minerai préparé pour la fusion ont été :

Exploitation, lavage, transport à l'usine	18,24	9,53	12,12	10,41	10,107
Fonte	8,79	6,92	7,30	5,56	7,003
Entretien des fourneaux, usure des outils, etc	3,23	3,00	2,62	2,08	2,34
Total des frais pour 1 quint. mét.	80,26	19,45	22,04	18,05	19,45

La valeur obtenue des minerais a été :

Par mètre cube	40,47	87,05	67,25	71,73	68,68
Par quintal métrique	35,11	29,94	34,91	28,84	29,58

Nous ferons remarquer que, d'après ces nombres, la valeur du minerai, donnée par le rendement au traitement métallurgique, a été toujours supérieure aux frais spéciaux nécessaires pour réaliser cette valeur.

Frais généraux. — Les frais généraux ont été jusqu'à présent fort élevés, et ont absorbé et même souvent dépassé les bénéfices qui auraient pu résulter de l'excès de la valeur des minerais sur les frais d'extraction, lavage et traitement métallurgique.

Les frais généraux, rapportés au quintal métrique de minerai préparé et au mètre cube exploité, ont été :

	Du 15 avril 1838 au 30 sept. 1845	Du 30 sept. 1845 au 30 sept. 1846	Du 30 sept. 1846 au 30 sept. 1847	Du 30 sept. 1847 au 30 sept. 1848	Du 30 sept. 1848 au 30 sept. 1849
Frais généraux rapportés au mètre cube exploité.	fr.	fr.	fr.	fr.	fr.
Administration, contre-maîtres, bureaux ..	12,30	11,62	8,21	8,39	6,99
Impôts, assurances..................	0,55	0,39	0,69	0,36	0,39
Dépenses diverses.....................	0,08	0,48	0,14	0,22	0,10
Total des frais généraux........	12,93	12,49	9,04	8,97	7,48
Frais généraux rapportés au quintal métrique de minerais préparés.					
Administration, etc	10,67	3,99	4,26	3,37	3,01
Impôts, assurances.....................	0,47	0,13	0,36	0,14	0,16
Dépenses diverses	0,08	0,16	0,08	0,09	0,04
Total des frais généraux........	11,22	4,28	4,70	3,60	3,21

Aux frais généraux il faudrait ajouter les intérêts des emprunts et commission de banque. Cette dépense s'élève à 50,000 francs environ par an. Elle est encore augmentée, depuis le mois de septembre 1848, par le remboursement par annuités des sommes empruntées.

Nous donnerons encore le tableau de la production annuelle en plomb, litharges et argent, de la valeur de ces produits et du rapport de la valeur de l'argent au plomb.

TABLEAU DE LA PRODUCTION ANNUELLE EN ARGENT, PLOMB ET LITHARGES.

	Du 15 avril 1838 au 30 septembre 1842.	Du 30 septembre 1842 au 30 septembre 1843.	Du 30 septembre 1843 au 30 septembre 1844.	Du 30 septembre 1844 au 30 septembre 1845.	Du 30 septembre 1845 au 30 septembre 1846.	Du 30 septembre 1846 au 30 septembre 1847.	Du 30 septembre 1847 au 30 septembre 1848.	Du 30 septembre 1848 au 30 septembre 1849.	TOTAL au 30 septembre 1849.
	kil.	kil.	kil.	kil.	kil.	kil.	kil.	kil.	kil.
Argent : poids	755,972	655,661	475,897	779,431	1.090,794	1.045,586	1.320,614	1.555,291	7.652,346
Plomb et litharges : poids	149.851,000	89.212,55	61.102,000	109.750,50	181.772,50	224.461,000	223.710,45	221.849,000	1.258.708,45
	fr.	fr.	fr.	fr.	fr.	fr.	fr.	fr.	fr.
Valeurs de l'argent	163.649,70	140.404,75	101.729,95	161.426,45	228.969,15	216.251,83	287.258,95	342.927,90	1.642.618,70
Valeurs du plomb et des litharges	77.283,20	60.028,45	25.802,53	48.500,44	86.036,97	95.038,35	60.068,22	78.439,55	532.097,71
Rapport de l'argent	67,92	70,05	79,77	78,89	75,86	69,43	82,70	81,38	75,53
Au plomb	32,08	29,95	20,23	21,11	24,14	30,57	17,30	18,62	24,47

Du 15 avril 1838 au 30 septembre 1849, on a exploité dans les filons 42,700^{mc},72, et on en a retiré par la préparation mécanique :

Minerai bon à fondre..................	7,304,496 kil.
Soit par mètre cube..................	171 kil.
On a fondu, pendant la même période...,	6,990,947 kil.

de minerais préparés, et obtenu :

	kil.
Plomb et litharges............	1,258,708,45
Argent......................	7,652,346

Soit par quintal métrique de minerais préparés :

Plomb et litharges............	18 kil.
Argent......................	109^{g},45
Dont la valeur est............	32^{f},19

D'après cela, la valeur du mètre cube exploité, indiquée par le rendement au traitement métallurgique, est 55^{f},07.

En regard de ces nombres nous donnerons les frais spéciaux de toute nature, aux mines, à la préparation mécanique et à l'usine.

Ces frais s'élèvent :

Par quintal métrique de minerais, à.....	23^{f},45
Par mètre cube exploité..............	40^{f},12

Ainsi, pendant la période de 1838 à 1849, la valeur rendue au traitement métallurgique par ces minerais a dépassé les frais spéciaux nécessaires pour la réaliser ; la différence est :

Par quintal de minerai........	8^{f},74
Par mètre cube exploité........	14^{f},95

Nous terminerons le chapitre des considérations économiques par l'exposé des dépenses diverses pendant les deux dernières années.

	Du 30 septembre 1847 au 30 septembre 1848	Du 30 septembre 1848 au 30 septembre 1849
Frais spéciaux.	fr.	fr.
Abatage, boisage, roulage	46.330,85	54.109,80
Préparation mécanique	25.930,60	28.869,80
Frais de transport	8.646,85	11.371,60
Fonte des minerais — Main-d'œuvre	13.402,55	16.421,80
Fonte des minerais — Combustibles	35.880,85	53.137,30
Fonte des minerais — Fondants réactifs	17.208,40	29.193,70
Matériaux pour la coupellation	1.252,90	1.930,10
Entretiens et frais divers	50.293,93	43.268,05
Extraction, épuisement	29.069,70	34.206,65
Total des frais spéciaux	228.016,63	272.508,80
Frais généraux ordinaires.		
Administration, ingénieurs, bureaux	26.333,45	28.242,50
Contre-maîtres, magasiniers	5.927,65	6.508,00
Imprévu, impôts, assurances	30.924,48	33.071,01
Total des frais généraux	63.185,58	67.821,51
Frais généraux extraordinaires.		
Intérêts, escomptes, environ	50,000,00	50.412,27
Total des dépenses	341.202,16	390.744,58
Valeur produite par les minerais fondus	348.227,17	421.367,45
Excédant de la valeur produite	7.025,01	30.622,87

Nous avons cité ces nombres seulement pour bien mettre en évidence la situation actuelle de l'entreprise, situation acquise dans les circonstances que nous avons mentionnées au commencement de notre mémoire ; insuffisance de la somme primitivement affectée aux travaux, emprunts rendus nécessaires par le refus des actionnaires d'apporter de nouveau de l'argent, et par les accidents imprévus qui ont forcé à abandonner les deux mines Pranal et Barbecot, pour lesquelles de grandes dépenses avaient été faites.

Nous allons indiquer maintenant les travaux principaux d'avenir dans les mines, les modifications aux appareils de la préparation mécanique de Rosier et de l'usine, que nous considérons comme indispensables, ou au moins très-urgents.

TRAVAUX A SUIVRE DANS LES MINES; PRANAL. — Les découvertes faites à Pranal indiquent dans les trois filons, Amantine, Saint-Armand, Saint-Félix, une richesse minérale considérable; la continuation des explorations et la mise en exploitation de ces filons permettraient de développer beaucoup la production de l'usine. Aussi est-il à désirer que les travaux soient repris à Pranal le plus tôt possible.

Cette reprise nécessitera des sommes assez fortes, et qui très-probablement ne pourront pas être produites par le traitement à l'usine d'une plus grande quantité de minerais, exploités à Roure et Rosier en 1850, et même en 1851. Les moyens suffisants pour reprendre dans un bref délai les travaux à Pranal ne pourront être fournis que par une nouvelle combinaison financière, apportant une forte somme exclusivement affectée au développement des travaux.

Nous rappellerons qu'il faudra :

Elargir le canal des eaux motrices, afin d'amener aux roues de Pranal une plus grande quantité d'eau;

Reconstruire de nouvelles roues hydrauliques pour l'épuisement, l'extraction et la ventilation;

Epuiser les eaux, probablement au moyen de pompes auxiliaires, et installer un système nouveau de pompes;

Construire à nouveau un chemin de fer, pour conduire les minerais à la préparation mécanique;

Construire des ateliers de préparation mécanique; l'emplacement de l'ancienne laverie à Barbecot est très-favorable : il ne faudra pas songer à utiliser aucun des anciens appareils qui existent encore.

Pour assurer la régularité et la bonne conduite des travaux, il faudra de plus faire à Pranal ce qui a été commencé dernièrement à Rosier, construire des maisons d'habitation pour l'ingénieur, le maître mineur, le maître laveur, les surveillants et une partie des ouvriers.

Le centre d'exploitation étant créé, on sera nécessairement conduit à entreprendre des travaux d'exploitation à Barbecot et sur les filons qui affleurent entre Pranal et Barbecot.

ROURE ET ROSIER. — Les deux mines Roure et Rosier réclament impérieusement des travaux importants. Il ne faut pas oublier que l'exploitation dans ces deux mines a commencé après l'inondation de Pranal, en 1844, par des travaux aux affleurements; les puits, foncés d'abord dans le minerai comme puits de recherche, ont été approfondis à mesure que les travaux ont pris du développement, et, de puits de recherche, sont devenus des puits d'extraction et d'épuisement. La situation financière a toujours empêché qu'on ne fonçât de nouveaux puits dans des positions plus favorables. Il est mainte-

nant difficile de reculer plus longtemps, et il faudra, dans un bref délai, commencer un puits d'épuisement commun aux deux exploitations, placé entre la région Saint-Marc et le puits de Roure.

Ce puits sera disposé en même temps pour l'extraction et l'épuisement; il recevra une machine à vapeur de quarante chevaux au moins, et des pompes un peu fortes.

Aux profondeurs de 100, 150, 200 mètres au-dessous de la surface, le puits sera mis en communication, par des galeries dans les filons, avec les deux exploitations.

Ce travail sera nécessairement fort long, aussi le signalons-nous comme le plus urgent.

Nous ne parlons pas de la reprise des travaux à la vieille mine de Roure, parce qu'elle sera faite prochainement par une galerie partant de la nouvelle mine.

A Rosier, nous avons décrit plusieurs filons explorés; un seul est maintenant en pleine exploitation, filon du puits; un autre est exploité sur 25 mètres en direction, filon n° 2. Les travaux, dans ces deux filons, seront prochainement divisés en deux centres d'exploitation, l'un du côté du puits, l'autre dans la région Saint-Marc.

Le filon Saint-Denis, par la colonne exploitée récemment au-dessus du niveau du stollen, par les travaux anciens qu'on a rencontrés, mérite une exploration sérieuse, en profondeur et vers le Sud. Vers le Sud, il est convenable de faire la reconnaissance au niveau du stollen et de la pousser au moins jusqu'à la zone correspondante à la région Saint-Marc.

Il faudra pour les travaux du Saint-Denis un puits spécial avec une machine à vapeur, pour l'épuisement et pour l'extraction.

Quand tous les travaux que nous venons d'indiquer sommairement seront achevés, les minerais seront produits :

A Pranal, par trois filons au moins;

A Roure, par deux filons;

A Rosier, par trois filons.

Ces huit filons, reconnus déjà maintenant bien métallifères, assureront à l'usine une quantité de minerai considérable et bien régulière.

Il ne faut pas s'étonner que nous désirions voir à Pontgibaud un aussi grand nombre de filons mis à la fois en exploitation; chaque filon peut fournir du minerai en grande quantité, mais non pas régulièrement; il faut avoir en même temps un assez grand nombre de filons produisant du minerai, afin que les irrégularités de chacun d'eux soient compensées.

Pour assurer à l'usine une production double de celle de 1849, il faudrait, suivant nous, les huit filons que nous avons considérés.

LAVERIE DE ROSIER. — Nous avons dit précédemment que la laverie de l'usine de Pontgibaud a été transportée à Rosier ; le système de préparation mécanique a reçu en même temps quelques modifications que nous allons exposer.

Les minerais massifs proviennent principalement du triage après débourbage. Ils sont traités séparément dans un atelier qui contient :

Deux grandes tables de cassage, avec quatre grilles anglaises ;

Un trommel de classement ;

Une caisse de débourbage, un labyrinthe, un bassin de dépôt ;

Deux cribles à pompe foulante ;

Une table dormante.

Mode de préparation. — Les minerais sont d'abord cassés au marteau et triés par des femmes.

TRIAGE. — Le triage donne quatre produits :

1° Massif n° 1, bon à fondre ;

2° Massif n° 2 ;

3° Minerai de bocard ;

4° Stérile (en petite quantité).

Le massif n° 1 est descendu au bocard d'en bas pour être pulvérisé avant d'être envoyé à l'usine.

Le massif n° 2 est écrasé au marteau sur des grilles anglaises.

Le minerai de bocard retourne se mélanger aux minerais pauvres et passe avec eux au bocard.

Le stérile est jeté. C'est la seule matière stérile donnée par la laverie du massif.

GRILLES ANGLAISES. — *Massif* n° 2. Le traitement du massif n° 2 sur des grilles consiste dans l'écrasement du minerai, avec des marteaux, sur des grilles extrêmement fortes, en fer, dont les barreaux sont écartés de $0^m,002$, $0^m,004$ et $0^m,006$, suivant la grosseur du minerai à écraser.

TROMMEL. — Les minerais à écraser sortent des grilles anglaises pour passer dans un trommel de classement, qui les divise en trois grosseurs :

1re grosseur, ou sable : les grains ont moins de...	$0^m,002$
2e grosseur : les grains ont de $0^m,002$ à.........	$0^m,004$
3e grosseur : les grains ont de $0^m,004$ à........	$0^m,006$

DÉBOURBAGE. — Ces trois produits sont passés successivement à la caisse de débourbage à la pelle. Le débourbage donne pour chacun :

1° Sables débourbés ;

2° Sables fins et schlamms.

Ces derniers sont entraînés par l'eau dans un labyrinthe, dans lequel a lieu la séparation en sables fins et en schlamms.

TABLE DORMANTE. — Les sables fins sont lavés sur la table dormante; chaque lavée donne trois produits :

1° Schlich riche, bon à fondre;

2° Sables à relaver sur la même table;

3° Sable de bocard presque stérile.

Le sable de bocard sort de l'atelier des minerais riches et rentre dans le lavage des minerais pauvres.

Les schlamms du labyrinthe et du bassin de dépôt qui est disposé à sa suite, sont séchés à l'air et envoyés à l'usine.

CRIBLES. — Les sables débourbés sont lavés séparément sur des cribles à piston foulant; on obtient pour chaque opération quatre produits :

1° Sables riches, bons à fondre;

2° Sables à écraser de nouveau sur les grilles anglaises;

3° Sable de bocard;

4° Matières fines, traversant la grille.

Les matières (4°) sont assez riches pour être envoyées directement à l'usine; les sables de bocard sortent de l'atelier et vont rejoindre les minerais pauvres.

Cet atelier de lavage des minerais massifs occupe trente-deux ouvriers; il consomme 10 mètres cubes d'eau par jour, et peut produire facilement 4,500 kilogrammes de schlich ou sables riches à 45 p. 100 en moyenne.

COMPARAISON. — Ce nouveau mode de lavage des minerais massifs présente plusieurs avantages sur celui adopté autrefois à l'usine :

1° Il économise une partie des transports, puisqu'on n'envoie plus à l'usine que des matières riches à plus de 40 p. 100, au lieu des minerais massifs tenant seulement 20 à 25 p. 100 de plomb;

2° On n'a plus deux ateliers différents à surveiller;

3° Dans le lavage des minerais riches on ne fait plus que très-peu de stérile; toutes les matières pauvres sont réunies aux minerais pauvres, ce qui rend bien complète la séparation qu'on se propose des lavages des minerais riches et des minerais pauvres;

4° Les grilles anglaises et le trommel de classement, combinés avec la caisse de débourbage, rendent facile et complète la séparation sur les cribles à piston foulant, des sables riches et des sables pauvres.

L'avantage du nouveau mode de lavage est bien mis en évidence par ce fait, que dans le labyrinthe les schlamms déposés sont assez riches pour ne pas avoir besoin d'être lavés.

Nous résumons dans le tableau suivant la série des opérations dont se compose maintenant le lavage des minerais massifs, et les produits successifs obtenus.

PRÉPARATION MÉCANIQUE DES MINERAIS MASSIFS A ROSIER.

Minerais massifs au cassage et triage.	Stérile...............	en petite quantité.... jeté.			
	Minerais de bocard.....	rentrant à l'atelier de lavage des minerais pauvres.			
	Massif n° 1, riche.....	au bocard d'en bas pour être pulvérisé, ensuite à l'usine.			
	Massif n° 2...........	aux grilles anglaises.			
Grilles anglaises et trommel de séparation.	1re grosseur, 2e grosseur, 3e grosseur ..	au débourbage (séparément).			
Caisse de débourbage, labyrinthe et bassin de dépôt.	Schlamms du labyrinthe......	séchés à l'air...............	puis à l'usine.		
	Boues du bassin.............	séchés à l'air...............	puis à l'usine.		
	Sables fins du labyrinthe.....	à la table dormante.........	Schlich riche...	à l'usine.	
			Sable de bocard	.. à l'atelier des minerais pauvres.	
	Sables débourbés.. de trois grosseurs..	aux cribles à piston..	Sable de bocard	.. à l'atelier des minerais pauvres.	
			Sable à écraser de nouveau sur les grilles anglaises.		
			Sable riche....................	à l'usine.	
			Matières fines (sous les grilles)....	à l'usine.	

Le mode de préparation mécanique des minerais pauvres a reçu déjà quelques modifications peu importantes et dont nous ne pensons pas devoir parler.

Les appareils actuels sont assez défectueux et seront prochainement remplacés par les appareils employés dans les laveries principales de l'Allemagne. Le système restera le même, tel que l'a consacré une longue expérience, les appareils seulement seront modifiés. Nous allons énumérer brièvement ces changements reconnus nécessaires.

La grille de débourbage sera remplacée par une autre analogue, mais dont les ouvertures auront $0^{m},05$ de diamètre.

Les appareils de classement seront dorénavant des trommels; les cylindres broyeurs remplaceront les bocards; et les cribles à piston foulant, les cribles actuels.

Chaque trommel divisera les matières en quatre grosseurs; le lavage sur les cribles à piston sera beaucoup mieux fait que sur les cribles actuels; par suite surtout du meilleur classement des minerais, la proportion de grenailles sera plus grande, et celle des sables fins et schlamms beaucoup moindre.

La *Pl. XXXII, fig.* 6, indique la position des différents appareils dans la laverie modifiée, ainsi que nous venons de l'exposer.

Usine de Pontgibaud. — Nous avons déjà signalé, en décrivant l'usine, plusieurs des modifications qui vont être ou ont été introduites en 1850. Nous les rappellerons en peu de mots.

La préparation mécanique des minerais massifs est transportée à Rosier; son système est modifié, ainsi que nous l'avons exposé précédemment.

Des appareils nouveaux sont établis pour le traitement des litharges, la séparation des grenailles de plomb, et la préparation, pour la vente, des litharges rouges et marchandes, et pour la réduction des litharges impures.

Le système de condensation des fumées par un ventilateur va être complété par l'établissement de deux nouveaux ventilateurs et l'emploi de la vapeur d'eau.

La machine soufflante actuelle, insuffisante, va être remplacée par deux cylindres soufflants.

Enfin on doit prochainement construire des fourneaux spéciaux pour le traitement des scories anciennes. Il existe, à proximité de l'usine, un tas considérable de ces scories, qui rendent à l'essai de 10 à 15 pour 100 de plomb. Jusqu'à présent elles ont été passées dans les lits de fusion des fours à manche; mais les scories riches des opérations actuelles seraient en quantité bien assez grande, en sorte qu'il devient nécessaire de traiter séparément les anciennes. On doit aussi installer prochainement une paire de meules verticales

pour broyer les minerais riches et toutes les matières qu'on a besoin d'avoir en poudre.

Ces meules sont représentées *fig.* 11, 12, 13, *Pl. XXXI.*

Les matières pulvérisées tomberont par le centre de l'auge dans un trommel incliné, qui remplacera avantageusement les tamis employés ordinairement.

En terminant ce mémoire, nous désirons exprimer à M. Pallu, gérant de la Société des mines et usines de Pontgibaud, toute notre gratitude pour l'obligeance avec laquelle il s'est mis à notre disposition, et nous a procuré tous les renseignements qui nous étaient nécessaires.

MÉMOIRE

SUR LES

FILONS DE GALÈNE ARGENTIFÈRE DE VIALAS (LOZÈRE).

1863.

INTRODUCTION.

L'exploitation des mines métalliques en France, autrefois dans une situation florissante, est tombée depuis plus de deux siècles dans un état de stagnation des plus regrettables. Les mines de houille, les mines de fer sont exploitées au moment actuel avec une grande activité; les mines de cuivre sont abandonnées, et les filons de galène argentifère que renferme le sol de la France sont considérés presque partout comme inexploitables.

Ce fait doit étonner les ingénieurs (il est vrai très-peu nombreux) qui ont visité avec attention les mines métalliques de l'Allemagne, de l'Angleterre, etc..., et qui ont ensuite exploré les diverses parties de la France. Dans la Bretagne, l'Auvergne, les Alpes, les Pyrénées, le Gard, l'Ardèche, la Lozère, etc., on connaît des milliers d'affleurements, qui, pour le mineur exercé, présentent les caractères les plus favorables; on voit des haldes immenses et des anciennes excavations, qui témoignent de l'activité que les travaux des mines métalliques ont eue jadis dans plusieurs localités.

Les minerais de plomb argentifères se présentent bien plus fréquemment que les minerais de cuivre; les échantillons pris dans les anciens travaux, sur les haldes, ou bien aux affleurements, donnent à l'essai du plomb plus ou moins riche en argent, souvent même d'une teneur exceptionnelle.

Des tentatives nombreuses ont été faites à différentes époques pour mettre en exploitation des filons de galène plus ou moins argentifère, mais la plupart de ces entreprises n'ont donné que des résultats défavorables. Ces insuccès ont beaucoup contribué à établir en France, notamment parmi les capitalistes et même parmi les ingénieurs, la conviction que la plupart de nos mines métalliques sont inexploitables. Les capitaux français se portent de

préférence sur les mines des pays étrangers, de l'Allemagne, de l'Espagne, de l'Amérique, etc.

J'ai déjà lutté contre cette opinion générale dans plusieurs des publications que j'ai faites, et dans des conversations avec les personnes qui s'occupent des questions de cette nature : le mémoire que je rédige maintenant a pour but principal de démontrer la richesse du sol de la France, en faisant connaître les résultats obtenus dans la Lozère, aux mines de Vialas. Ces mines présentent des difficultés exceptionnelles, en raison de l'irrégularité des filons, et me paraissent, pour cette raison même, le meilleur exemple à citer à l'appui de la richesse minérale de la France.

Avant de commencer cette description, je crois devoir exposer quelques considérations importantes, relativement aux causes qui ont amené le délaissement des mines métalliques. Bien des raisons ont été avancées par diverses personnes : la spéculation, le manque de patience des actionnaires, la mauvaise direction imprimée aux travaux ou aux opérations commerciales, etc...

Toutes ces raisons peuvent être vraies dans certains cas, mais ce ne sont pas les seules, ni surtout les plus importantes en général : ce ne sont pas celles qu'il faut invoquer pour la France en particulier, puisqu'elles s'appliquent également aux entreprises faites dans les pays étrangers. Elles peuvent expliquer un certain nombre d'insuccès en France, comme en Allemagne, en Angleterre, ou dans d'autres pays; mais elles ne peuvent pas justifier l'abandon presque complet de nos mines métalliques. J'ai pu me faire à ce sujet une opinion parfaitement certaine en étudiant, en France et à l'étranger, les mines elles-mêmes et l'histoire des tentatives faites à différentes époques. Ce qui a toujours manqué en France depuis deux siècles, ce sont les *traditions*; elles manquent également dans la direction des travaux et dans l'administration, aux directeurs, aux ingénieurs, aux contre-maîtres et aux ouvriers.

A l'étranger, dans les contrées où les mines métalliques sont exploitées sans interruption depuis plusieurs siècles, en Allemagne, par exemple, on connaît parfaitement, dans chaque centre de mines, la direction des filons, des failles et des croiseurs, les caractères qui signalent l'enrichissement et l'appauvrissement des filons. En commençant une exploitation nouvelle on sait pour ainsi dire d'avance quelle étendue de travaux il faudra faire, et quels résultats on peut espérer; les hommes expérimentés ne font pas défaut à l'entreprise. La cause principale d'incertitude dans les résultats est l'irrégularité inévitable dans la richesse des gîtes, et cette incertitude est levée en peu de temps, et avec des dépenses relativement très-faibles, par la comparaison des filons sur lesquels les travaux sont commencés avec les filons analogues, exploités depuis longtemps dans les mêmes terrains.

En France au contraire on ne possède aucune tradition; lorsqu'on com-

mence l'exploitation sérieuse de mines métalliques dans une contrée dont la richesse est rendue presque certaine par les caractères des affleurements, ou par l'existence de travaux anciens très-développés, on ne possède aucun terme de comparaison, aucune idée sur l'allure des gîtes, sur les dérangements par des failles ou par des croiseurs. Il est indispensable de faire l'étude minutieuse des filons à une grande profondeur, sur une grande étendue en direction, afin d'acquérir les connaissances nécessaires à une bonne exploitation. Ces études exigent beaucoup de temps et d'argent, et l'importance des gîtes ne répond pas toujours à l'étendue des sacrifices préliminaires.

Très-rarement les actionnaires ou les propriétaires des concessions ont la patience et l'argent qu'exigent ces études : ils se découragent avant qu'elles soient terminées; et dans ce cas l'argent a été dépensé en pure perte; il ne reste même pas, pour ceux qui voudraient plus tard reprendre les travaux, l'indication des écueils à éviter.

Quelquefois le hasard vient en aide à l'entreprise; les premiers travaux font connaître des colonnes de minerais riches, que le directeur se hâte de faire exploiter dans le but de couvrir les premières dépenses. L'avenir est alors très-incertain si l'ingénieur ne profite pas de cette première richesse pour pousser avec la plus grande activité l'exploration de tous les filons, s'il ne parvient pas à connaître, avant l'épuisement du minerai d'abord découvert, les allures des veines métallifères, des dérangements, des croiseurs, etc.

L'avenir de l'entreprise est assuré seulement à partir du moment où sont complétées ces études, qui sont remplacées en Allemagne et dans d'autres pays par les traditions.

Plusieurs fois déjà les sociétés qui se sont formées en France pour l'exploitation des mines métalliques, méconnaissant l'indispensabilité de ces premières études, ont pensé pouvoir les éviter en appelant des ingénieurs étrangers, jouissant en Allemagne ou en Angleterre d'une réputation méritée.

Elles leur ont demandé d'étudier en quelques jours les affleurements, ou bien des travaux peu développés, de donner leur avis sur la richesse probable, sur les travaux à exécuter, sur le capital et sur le temps nécessaires. Ces ingénieurs se sont trouvés dans la nécessité de baser leur opinion sur la seule comparaison des affleurements et des caractères extérieurs avec ceux qu'ils ont étudiés dans leur propre pays; très-fréquemment ils ont été induits en erreur par des analogies apparentes. Dans chaque région métallifère, la distribution des minerais dans les filons suit des règles particulières; la relation qui existe entre la richesse des filons, à une certaine profondeur, et les caractères de leurs affleurements, diffère beaucoup dans les diverses contrées, alors même que les filons traversent des terrains analogues. L'expérience du mi-

neur anglais ou allemand, acquise ordinairement dans un district spécial, doit souvent être en défaut lorsqu'il l'applique, après une exploration rapide, dans un pays qu'il ne connaît pas.

L'avis d'un habile ingénieur étranger est au contraire très-précieux lorsqu'il s'agit de travaux très-développés, dirigés peut-être d'une manière défectueuse. En effet, il peut dans ce cas étudier et comprendre en peu de temps, grâce à son expérience, les caractères des affleurements et des filons eux-mêmes, constater les analogies et les différences qui existent entre ces filons et ceux de son pays, et indiquer presque avec certitude les travaux qu'il convient de faire, et les résultats qu'il est permis d'espérer.

La description des mines de Vialas, dans lesquelles les travaux sont très-développés, me paraît très-propre à mettre en évidence les difficultés que présente l'exploitation des filons, et à montrer combien il faut de temps et de persévérance pour arriver à la connaissance à peu près exacte de l'allure des veines métallifères.

Je divise mon mémoire en deux chapitres. Dans le premier je donne la description abrégée des travaux ; j'insiste principalement sur la disposition des filons, des croiseurs, des failles, sur leur âge probable, sur les époques successives d'arrivée des gangues et des minerais. Dans le second j'indique brièvement la préparation mécanique, le traitement métallurgique, et les résultats obtenus pendant les dernières années.

CHAPITRE PREMIER.

DESCRIPTION DES MINES DE VIALAS (LOZÈRE).

La situation des mines de Villefort et Vialas a été décrite à différentes époques; les mémoires les plus récents, et en même temps les plus étendus sur ces mines, ont été publiés par M. l'ingénieur Lan, dans les *Annales des mines*, en 1854 et en 1855. Ces publications font parfaitement connaître l'état de ces mines en 1854, c'est-à-dire très-peu de temps avant les travaux de recherche qui, dans ces dernières années, ont permis à l'exploitation d'atteindre un degré très-remarquable de prospérité. M. Lan a donné dans ses mémoires les plus grands détails sur l'historique des mines et sur les dispositions des veines; je pense donc devoir passer très-rapidement sur la partie que M. Lan a traitée bien complétement; je n'insisterai que sur les points

les plus importants, les caractères des filons, des croiseurs et des failles, tels qu'ils ont été mis en évidence par les travaux récents.

§ 1er. *Historique.*

L'époque à laquelle a commencé l'exploitation de la galène argentifère à Vialas est encore incertaine; elle est très-ancienne, puisque dans certains quartiers de la mine on a trouvé des traces d'exploitation par le feu. Les travaux modernes ont été entrepris en 1781 sur des affleurements assez riches que le hasard fit découvrir, au moment où l'usine était établie à Villefort et traitait la galène exploitée dans les mines des environs. La fonderie est restée à Villefort jusqu'en 1827, époque à laquelle les mines de cette région ont été complétement abandonnées, et toute l'activité de l'entreprise concentrée à Vialas.

La production annuelle a varié généralement entre 700 et 1,000 kilog. d'argent; elle s'est élevée à 1,500 kilog. en 1856, sous l'habile direction d'un ingénieur du Harz, M. Wimmer, que des circonstances de famille ont rappelé trop tôt dans sa patrie. Mais, bientôt après son départ, l'épuisement prochain des minerais reconnus a forcé à faire de grands travaux de recherche et d'aménagements; leur résultat le plus immédiat, mais non pas le plus important, a été de porter la production à 1,920 et 1,930 kilog. d'argent en 1861 et 1862. Ces travaux ont permis de reconnaître exactement les relations des filons, exploités dans des quartiers assez éloignés, de distinguer nettement les veines métallifères, l'influence des croiseurs et des failles, c'est-à-dire de créer pour les mines de Vialas un ensemble de renseignements équivalent aux traditions des districts métalliques de l'Allemagne; et c'est là ce qui assure l'avenir des mines de Vialas.

Les schistes qui entourent le massif granitique de la Lozère présentent de nombreux affleurements de galène plus ou moins argentifère, des filons stériles, quartzeux ou barytiques, des systèmes de failles et de cassures, dont l'analogie avec ce qui est connu maintenant à Vialas est parfaitement évidente. Les études faites dans une localité spéciale acquièrent par là une importance considérable; elles permettent de diriger avec sûreté des travaux de recherches dans un grand nombre de localités, et j'ose espérer que dans un avenir assez rapproché cette partie de la France pourra produire un poids considérable d'argent.

§ 2. *Aperçu géologique.*

La géologie de la contrée est parfaitement connue par les belles cartes qui ont été dressées par M. Émilien Dumas; leur exactitude est bien appréciée

par toutes les personnes qui ont eu besoin de les consulter : je ne me permettrai donc pas d'aborder ce sujet.

Le massif granitique de la Lozère est entouré de tous côtés par des micaschistes, qui passent graduellement à des schistes à peine quartzeux, et qui constituent le véritable terrain métallifère. Les schistes sont recouverts de plusieurs côtés par des terrains plus modernes, par les bassins houillers de Portes, de la Grand'Combe, de Bessège, par les assises du trias, du lias, par les calcaires jurassiques.

Les minerais et quelques-unes des matières de remplissage des filons qui traversent les schistes se retrouvent encore dans le terrain houiller, dans le trias et même dans le lias; les gisements connus jusqu'à présent dans ces terrains affectent des allures analogues à celles des gîtes de Vialas; mais je ne peux m'en occuper dans mon travail. Je dois seulement constater que les failles et les cassures observées dans les terrains qui recouvrent les schistes correspondent parfaitement, pour leurs directions, aux systèmes de filons reconnus dans les environs de Vialas, de Villefort, de Bédouès, de Bluech, du Collet, etc., c'est-à-dire de tous les points où des travaux plus ou moins développés ont été faits dans les schistes. Cette concordance est une première indication, sinon une preuve certaine, que les filons et les failles des micaschistes se rattachent à des phénomènes géologiques dont l'effet s'est étendu sur toute la contrée.

Lorsqu'on étudie avec attention la disposition des schistes et celle du granite, on ne tarde pas à se convaincre qu'il n'y a pas un passage gradué entre les deux roches, et que le contact du granite n'a eu aucune influence sur l'état métamorphique des schistes. Cependant, en quelques points, notamment à la fonderie de Vialas, on voit près du contact des deux roches des bandes feldspathiques ou micacées qui semblent marquer la séparation; mais leur présence dans cette position spéciale est purement accidentelle, car ces bandes forment de véritables filons qui traversent les schistes et pénètrent même dans le granite. Elles sont d'ailleurs bien postérieures à la formation des micaschistes, car elles sont coupées par plusieurs des systèmes de filons métallifères exploités.

Presque partout les schistes sont simplement posés sur le granite, sans qu'il y ait d'altération visible au contact. Près de Bedouès s'élève, sur la rive gauche du Tarn, une montagne granitique, de forme presque conique, dont le sommet seul présente le granite à nu ; à la partie inférieure, les schistes recouvrent le granite pour ainsi dire comme d'un manteau : leur épaisseur dépasse à peine quelques mètres, ainsi qu'on peut s'en assurer dans plusieurs ravins ; et cependant ces schistes ne paraissent nullement dérangés. Ils sont traversés par des filons métalliques dont la puissance et l'allure sont iden-

tiques avec celles des veines de la même formation qui existent, à peu de distance, dans le terrain schisteux plus puissant.

Dans toutes les parties de la contrée, les vallées et les montagnes du granite se prolongent sans discontinuité notable dans les schistes, et ces derniers semblent être partout moulés sur le granite, qu'ils recouvrent sur une épaisseur très-variable, peut-être assez considérable dans les vallées et sur les flancs des montagnes, mais certainement très-faible dans tous les points élevés. J'ai acquis cette conviction en parcourant le pays dans tous les sens, et je considère cette observation comme très-importante au point de vue de l'exploitation des mines métalliques. Tous les filons qui sont exploitables dans les schistes se continuent dans le granite, mais se réduisent dans ce terrain à des fentes dont la puissance atteint à peine 2 ou 3 centimètres, et qui, par suite, ne peuvent plus être exploitées avec bénéfice.

§ 3. *Filons de Vialas.*

Je joins à ce mémoire, pour faciliter la description des filons, une réduction du grand plan de surface qui a été dressé en 1858-1859. Il forme le complément indispensable des plans de mine qui accompagnent le mémoire de M. l'ingénieur Lan. Sur ce plan sont tracés les affleurements des filons métallifères, des croiseurs et des failles, les galeries à travers bancs qui ont été percées à diverses époques pour atteindre les filons, et quelques-uns des principaux travaux souterrains exécutés depuis 1781. Le tracé des ruisseaux et des crêtes des montagnes donne une idée suffisamment approchée du relief de la contrée.

Description de la surface (Pl. XXXIII). — Le village de Vialas est situé (en dehors des limites de la carte) sur le versant Sud de la Lozère, à peu près à la séparation du granite et des schistes : au-dessous, et à environ 100 mètres en contre-bas, coule le torrent *le Luech,* presque desséché pendant l'été, mais très-impétueux pendant la saison des pluies. Il prend sa source à environ 16 kilomètres à l'Ouest de Vialas, près de Saint-Maurice, et va se jeter dans la Cèze au-dessus de Peyremale, tout auprès du terrain houiller de Bessège. Le cours du Luech au-dessous de Vialas est dirigé de l'Ouest à l'Est ; il présente des coudes très-nombreux, brusques et peu étendus.

La fonderie et les ateliers de préparation mécanique sont construits sur le ruisseau de la Picadière, au point où il se jette dans le Luech.

Les travaux d'exploitation sont faits dans le massif de micaschistes qui s'étend en face du village, au Sud de la fonderie, et qui s'élève irrégulièrement depuis le Luech jusqu'à la crête de l'Espinas. La crête est dirigée à très-peu près de l'Est à l'Ouest, et elle sépare deux parties bien différentes des

schistes. Sur tout le versant Nord, les schistes sont brisés, à un point tel qu'il est impossible de reconnaître leur pendage et leur direction générale. Au contraire, sur le versant méridional de la crête, du côté de Saint-Andéol, les schistes sont feuilletés, et présentent une régularité très-remarquable de pendage et de direction : ils sont dirigés sensiblement de l'Est à l'Ouest, et plongent vers le Sud sous un angle de 20 à 25°. Aucun affleurement n'a encore été signalé dans cette partie régulière des schistes, tandis que les failles, les cassures, les glissements de terrain, les croiseurs et les filons métallifères sont très-nombreux dans la partie brisée.

J'ai conservé dans la carte de la surface la disposition qui a été adoptée à Vialas, le Sud en haut et le Nord en bas : c'est le contraire de ce qui se fait ordinairement. La raison de cette inversion est la suivante : c'est toujours de l'usine qu'on a pris l'habitude de considérer la contrée métallifère; elle est le point de départ de toutes les explorations : le Sud étant placé en haut de la carte, les affleurements se trouvent dans la position dans laquelle on les observe sur le terrain.

Dans les explications qui vont suivre, je prendrai également l'usine comme point de départ. Je dirai d'abord quelques mots sur les configurations de la surface.

A l'Est, la montagne du Bosviel s'avance jusqu'au Luech, qu'elle domine par ses escarpements irréguliers; sa pente est très-abrupte du côté du Nord, et sa crête s'élève lentement jusqu'à celle de l'Espinas, dans la direction du Sud-Sud-Ouest. Un chaînon s'en détache et court vers l'usine dans la direction N.-O. : ses pentes sont relativement assez douces, si on les compare à celle que le Bosviel présente vers le Nord; cependant à l'Ouest, au ruisseau qui descend N.-S. vers l'usine, il présente encore des escarpements assez élevés. En remontant le ruisseau dont je viens de parler, on arrive au Colombert, à la jonction des deux ruisseaux des Combes et de la Picadière.

Le ruisseau des Combes descend de l'entonnoir que forment les crêtes de l'Espinas, du Bosviel et du Colombert; son cours, extrêmement brisé, ne s'éloigne pas beaucoup, dans son ensemble, de la direction S.-O. à N.-E. Auprès de la jonction il prend la direction N.-S., ensuite celle N.-O. La montagne du Colombert, très-escarpée à la réunion des deux ruisseaux, s'élève ensuite en pentes assez douces jusqu'à la crête de l'Espinas, et dans une direction S.-O.

Le ruisseau de la Picadière, dirigé dans son ensemble à peu près E.-N.-E., très-encaissé auprès de la jonction avec le ruisseau des Combes, descend du col de Castagnols, et reçoit les eaux de plusieurs torrents N.-S. qui sillonnent la pente Nord de la montagne de la Picadière.

Au S.-O. de l'usine, la montagne de Castagnols s'élève à une grande hau-

teur. Sa pente vers le Nord est assez douce, et n'offre sur les bords du Luech que des escarpements peu importants; ses pentes sont plus abruptes vers l'Est et vers le Sud, principalement à la jonction des deux ruisseaux. Sa crête se contourne, presque en arc de cercle, du Colombert jusqu'au village de Castagnols.

Les schistes qui composent ces montagnes sont généralement gris, assez durs, très-peu feuilletés; ils contiennent beaucoup de mica dont la couleur varie du rouge-brun au vert plus ou moins foncé. Ils sont très-quartzeux dans certaines parties, tandis qu'en un grand nombre de points on distingue à peine quelques noyaux de quartz intercalés entre les feuillets. Du reste, la nature des schistes n'est pas évidente sur toute l'étendue de la contrée; la végétation et surtout les débris du terrain recouvrent une grande partie de la surface du sol; on ne distingue nettement les affleurements des filons, les fentes et la nature des schistes que dans les ravins, et là où les schistes présentent des escarpements. On peut cependant suivre assez bien, en multipliant les explorations, les différents systèmes de filons, de failles et de cassures qui ont presque haché les schistes dans tous les sens, et qui donnent un intérêt tout spécial à l'étude de cette partie de la Lozère.

Affleurements. — L'examen de la surface ne suffit pas pour faire reconnaître les filons réellement métallifères des croiseurs à peu près stériles; l'ingénieur qui chercherait à appliquer aux affleurements de Vialas l'expérience acquise dans d'autres contrées métallifères serait induit en erreur presque continuelle. Des fentes à peine marquées, tenant à la surface une quantité insignifiante de minerai, répondent à une certaine profondeur à des richesses considérables, tandis que des affleurements puissants, présentant beaucoup de minerai riche en argent, n'ont conduit, dans les recherches souterraines, qu'à des veinules tout à fait inexploitables. L'étude de la surface est très-importante, mais elle n'acquiert sa valeur pratique qu'en raison des travaux développés qui ont été faits dans les filons, à une grande profondeur, et sur une étendue horizontale considérable.

En réunissant tous les résultats obtenus par les recherches, et par les travaux faits dans les diverses parties de la mine et à la surface, on est enfin arrivé à connaître assez exactement les allures de tous les filons et de tous les dérangements, à déterminer leurs âges relatifs, ainsi que les époques probables de l'arrivée des minerais et des gangues. Ce sont ces résultats que je vais chercher à décrire : ils serviront certainement de point de départ à toutes les explorations sérieuses qui seront entreprises dans les schistes qui entourent le massif granitique de la Lozère. Je m'étendrai fort peu sur les travaux d'exploitation, dont l'intérêt est purement local; j'indiquerai seulement la

position des principales galeries, et de ceux des travaux dont la connaissance est indispensable à la description des filons.

ÉTAT DES TRAVAUX. — Les travaux commencés en 1781 ont eu lieu vers l'Ouest, dans la région qui porte encore maintenant le nom de *Picadière;* ils ont été poussés progressivement de la surface jusqu'à la profondeur du deuxième étage actuel. D'après les anciens plans, et d'après les documents qui se trouvent encore dans les archives de l'usine, on a exploité plusieurs veines, dirigées à peu près de l'Est à l'Ouest, contenant de la galène riche en argent, et dérangées par de nombreuses failles. On voit encore à la surface les premières excavations, partiellement éboulées, auprès du filon quartzeux marqué en jaune sur la carte, et nommé le *grand filon du Sud*. Les premières galeries à travers bancs par lesquelles on a recoupé les veines métallifères, existent encore : elles ont été ou sont utilisées pour la reconnaissance des vieux travaux, ou pour des recherches nouvelles; ce sont : le percement A, le percement *Montandon*, et le percement *de la Picadière*. Les cotes 240, 217.64, 182, qui sont marquées sur la carte, représentent les élévations de ces galeries au-dessus du percement *Fauconnier*, maintenant en cours d'exécution, commencé depuis longtemps à l'Est de la montagne du Bosviel. Son entrée est le zéro de l'échelle des hauteurs verticales, le point de départ de toutes les cotes qui sont portées sur la carte.

Les anciens travaux de la Picadière renferment certainement encore des colonnes minérales, qui seront bientôt mises en exploitation par les recherches entreprises dernièrement, à l'Ouest du percement de la Picadière. A l'Est de ce percement on a terminé, dans ces dernières années, l'abatage du minerai dans deux veines, dirigées à peu près de l'Est à l'Ouest, et qui se trouvent sur le prolongement de celles anciennement exploitées à la Picadière; elles appartiennent au faisceau qu'on a désigné sous le nom de filon des *Avesnes*.

Au Sud de l'usine, à la jonction des deux ravins des Combes et de la Picadière, se trouve l'entrée du premier étage de la mine, le percement du *Colombert*, qui s'avance vers le Sud au delà des veines des Combes, récemment découvertes; sa cote est de 160 environ. Le percement a coupé un grand nombre de veines et a servi à leur exploration et à leur exploitation. Les travaux les plus développés ont eu lieu dans le filon *des Anciens* et dans celui des *Avesnes*. Le premier est plus voisin de l'entrée; il a été exploité principalement du côté de l'Est; ces travaux sont maintenant en partie éboulés et n'ont pas été repris activement dans ces dernières années. Dans les veines des *Avesnes*, les travaux se sont développés à l'Est et à l'Ouest du percement. On a fait dernièrement quelques recherches du côté de l'Est; à l'Ouest plusieurs galeries ont été faites : la plus longue est celle dite de *l'Espérance*, qui a été

poussée jusqu'au grand filon du Sud. On travaille encore maintenant de ce côté à la reprise de quelques massifs de minerais, laissés par les premiers travaux, et surtout à des galeries d'exploration poussées au Nord et au Sud, traverse *Richard*, traverse *du Bloc*.

Le percement du Colombert, prolongé dernièrement vers le Sud, a coupé des veines minérales très-riches, formant un faisceau presque parallèle à celui des Avesnes, le filon *des Combes*, qu'on cherche maintenant à atteindre par un grand nombre de traverses, dirigées vers le Sud, et partant des divers points facilement abordables des travaux ouverts dans les *Avesnes*.

La partie la plus riche des veines des Avesnes s'est trouvée au mur, et à l'Ouest d'un filon croiseur, nommé le *Bois-de-Petit*, dont l'affleurement se voit à l'entrée du percement du Colombert. Au toit de ce croiseur les veines se sont présentées plus pauvres, cependant encore exploitables dans certaines parties : il reste encore beaucoup de minerai à enlever au-dessus du niveau du Colombert.

En montant le ravin des Combes on distingue parfaitement les affleurements des veines de tous les systèmes de filons, dont la direction est à peu près E.-O. et de plus l'affleurement d'un croiseur très-important, parallèle au *Bois-de-Petit*, qu'on nomme à Vialas le *troisième croiseur*. Divers travaux ont été faits à différentes époques dans ce ravin. Le plus ancien est celui du *point O* qui a été commencé sur un filon barytique et quartzeux, et par lequel on a exploité du minerai en passant insensiblement dans toute une série de filons différents. L'exploration et l'exploitation ont été poursuivies irrégulièrement jusqu'au grand filon du *Bosviel*, qui est dirigé à peu près N.-E. à S.-O. (magnétique) et qui limite vers l'Est tous les travaux faits jusqu'à présent.

Au-dessus du *point O* se trouve le *percement N* par lequel on est allé rejoindre les veines du faisceau des *Avesnes*, dont j'ai déjà parlé : les travaux ont été poussés principalement à l'Est, la plus grande partie, sinon la totalité du minerai, a été enlevée jusqu'au *Bosviel*, et de ce côté les veines se sont présentées avec une grande richesse. Le filon que j'ai cité tout à l'heure, le troisième croiseur affleure auprès de l'entrée du percement.

Les travaux du *percement Neuf*, un peu au-dessus du précédent, ont été commencés vers l'Est dans une des veines du filon des *Avesnes*, et continués jusqu'au *Bosviel* : la partie la plus riche s'est présentée près de ce filon; on travaille encore maintenant de ce côté dans les *kasths Villemereux*, qui ont été commencés il y a plus de vingt ans à un niveau bien inférieur, au 2e étage, et ont été montés successivement jusqu'à la surface. Entre le *Bosviel* et le troisième croiseur, qui sont à peu près parallèles, existent deux croiseurs très-importants, *le premier et le deuxième croiseurs*, dont la direction est à peu près N.-N.-E. à S.-S.-O. La plus grande richesse minérale des veines des

Avesnes s'est trouvée entre le *Bosviel* et le *premier croiseur*. On explore maintenant par le *percement Neuf* quelques-unes des veines des *Avesnes*, qui avaient été laissées de côté par le précédent directeur.

On a de même tout dernièrement commencé des recherches à l'Ouest, et au même niveau; elles n'ont été poussées que jusqu'au *troisième croiseur*, dans lequel on a pris une quantité considérable de minerai. De ce côté les travaux ont rejoint ceux qui avaient été faits dans les mêmes veines par le *percement du Colombert*.

On a repris depuis trois ans des travaux anciens faits à une vingtaine de mètres au-dessus du *percement Neuf*, et vers l'Est, au *Trou du loup*. Les explorations nouvelles ont été poussées dans les *veines des Avesnes*, et ont déjà fourni de bon minerai; elles n'ont pas encore dépassé le *deuxième croiseur*.

Plus haut encore dans le ravin on voit, auprès de l'affleurement du filon des *Combes*, un petit travail fait anciennement sur ce filon, et abandonné par suite du peu de richesse des veines. Leur exploration n'a pas été reprise de ce côté, mais on a recoupé ces veines par de nombreuses traverses partant du faisceau des *Avesnes*, au *Trou du Loup*, au *percement neuf Est et Ouest*, au *percement N*, et au *premier étage*. D'autres traverses sont commencées dans le même but, et depuis plusieurs années, plus près du *Bosviel* à l'Est, et à l'Ouest par le *Bois-de-Petit* et dans le quartier de la Picadière.

A l'Est de l'usine, sur la pente Nord de la montagne du Bosviel, se trouvent les entrées des deux percements qui forment le deuxième et le troisième étages de la mine.

Le percement du deuxième étage sert de voie de roulage principale pour tous les travaux; les ateliers de triage sont établis à son entrée; il va rejoindre presqu'à angle droit le filon du *Bosviel*, et l'atteint à l'intersection de l'une des bouches du grand filon quartzeux stérile, qui est désigné sous le nom de *grand filon du Nord*. La voie de roulage a été conservée dans les anciens travaux faits dans le *Bosviel*; elle est marquée sur la carte sous le nom de *galerie Villemereux*. Les anciens travaux dans le *Bosviel* n'ont guère dépassé l'intersection des veines des *Avesnes*; on a essayé dernièrement de continuer les recherches vers le Sud; on a même retrouvé une certaine quantité de minerai, mais le manque d'air a promptement déterminé l'abandon de ces travaux.

A partir du *Bosviel* on a suivi en marchant vers l'Ouest une des veines des *Avesnes*, jusqu'au delà du *troisième croiseur* : la partie voisine du *Bosviel* a seule présenté une certaine richesse; les kasths *Villemereux* ont été montés sur la partie comprise entre le *Bosviel* et le *premier croiseur*; ils atteindront bientôt la surface du sol; les kasths *Mazoyer*, à l'Ouest du *deuxième croiseur*, ont

été beaucoup moins riches, et n'ont pas dépassé dans la hauteur le niveau du *Percement neuf.*

Au nord de ces travaux on a exploité ou seulement exploré un autre système de veines, dans lesquelles le minerai ne s'est présenté que par places avec une certaine abondance. Il est vrai qu'en observant avec attention les anciens travaux, ou même seulement les caractères et les directions de la voie de roulage (*galerie Solberge*) conservée dans ces travaux déjà assez anciens, on reconnait aisément qu'on a passé successivement par plusieurs filons très-différents, comme cela est arrivé dans les travaux faits de ce côté aux niveaux supérieurs; on n'a exploité que des lambeaux isolés du filon métallique nommé le filon des *Anciens.* Il reste encore du minerai au sol de la galerie *Solberge*, au moins dans le voisinage du *Bosviel;* toute la partie supérieure est exploitée, ou présente du minerai trop irrégulièrement disséminé pour qu'il y ait intérêt à faire des recherches nouvelles.

La voie de roulage est prolongée vers l'Ouest, en partie à travers bancs, en partie dans le *Bois de Petit* jusqu'aux veines des *Avesnes*, dans lesquelles on exploite encore du minerai à l'Ouest de l'ancien quartier de la Picadière. Ces veines ont présenté une assez grande richesse au mur du *Bois-de-Petit*, mais tout le minerai a été abattu au-dessus du deuxième étage.

On a fait de ce côté l'exploration du troisième étage par le puits *Sainte-Barbe*, mais les veines se sont présentées sous un aspect peu favorable, et de plus l'abondance de l'eau et le manque d'air ont déterminé l'abandon des travaux; ils seront repris plus tard quand la galerie du troisième étage aura été mise en communication avec le puits *Sainte-Barbe.*

La distance verticale entre le Colombert et l'entrée du percement du deuxième étage est de plus de 35 mètres, mais il y a eu beaucoup de hauteur perdue, et du côté du filon le *Bois-de-Petit*, on n'a plus que 17 à 18 mètres de différence de niveau.

Le percement du troisième étage (nommé le percement *Chapelle*) est à 48 mètres au-dessous de celui du deuxième étage; il va couper le *Bosviel* à l'intersection d'une autre veine quartzeuse du grand *filon du Nord;* il suit la veine du mur du *Bosviel* sur plus de 500 mètres de longueur, et se continue dans une branche des *Avesnes* jusqu'au *troisième croiseur.* A partir de ce point on a fait une traverse vers le Nord, et poussé des explorations très-étendues dans les veines des *Avesnes* et dans celles des *Anciens.* Partout on a rencontré très-peu de minerai, et les travaux sont momentanément abandonnés.

Le filon du *Bosviel* a présenté du minerai sur presque toute la hauteur, depuis le *troisième étage* jusqu'aux affleurements, et en direction depuis les branches quartzeuses du *filon du Nord* jusqu'au faisceau des *Avesnes;* l'ancienne exploitation a été très-développée, et maintenant encore on a pu reprendre

avec avantage certaines parties laissées comme piliers; le nom de *grands kasths*, donné à l'ancienne exploitation, est un témoignage de son importance. Plusieurs percements ont été faits à diverses hauteurs sur le flanc de la montagne, allant rejoindre le filon; ils sont maintenant abandonnés, et ne sont pas figurés sur la carte.

A l'Est du *Bosviel* on n'a fait jusqu'à présent que des travaux peu développés, quelques recherches auprès des *Chauffés*, et une longue galerie à travers bancs, le *Martinet* ou *galerie Fauconnier*, qui doit être le *quatrième étage* de la mine. Son entrée est au bord, et sur la rive droite du Luech, et, ainsi que nous l'avons déjà dit, c'est le point qui sert d'origine à toutes les cotes des hauteurs. La galerie est dirigée de manière à couper le filon du *Bosviel* au-dessous de la partie la plus riche des grands kasths.

Caractères des différents systèmes de filons. — L'exposé qui précède est très-abrégé, mais il me paraît suffire pour donner une idée de l'immense développement des travaux dans la mine de Vialas; une description plus détaillée serait sans aucun intérêt pour la plupart des lecteurs. Je pense qu'il convient mieux d'insister sur les résultats importants obtenus par ces travaux, c'est-à-dire sur les caractères des filons, des croiseurs, des failles, etc., et sur leur relation avec les grands phénomènes géologiques.

Les systèmes de filons et de failles sont très-nombreux, et chacun d'eux est représenté par plusieurs fentes; aussi la mine de Vialas présente-t-elle au premier aperçu la plus grande irrégularité. Il faut une étude attentive pour reconnaître les systèmes différents, et pour juger leurs âges relatifs d'après les rejets aux croisements. Cette étude est du reste facilitée par la constance remarquable qu'offrent les caractères des différents filons, failles, etc. : après les recherches faites dans ces dernières années il est devenu comparativement assez facile de distinguer à quel système de filons appartient chaque lambeau, si petit qu'il soit, qui est rencontré par les travaux.

Les matières de remplissage et les minerais présentent également des caractères particuliers dans les divers systèmes de filons; la disposition de la galène, tantôt coupée nettement par les croiseurs, tantôt se prolongeant sans discontinuité jusque dans ces filons, fournit des preuves irrécusables de nombreuses réouvertures, et de périodes successives d'arrivée du minerai.

Il me paraît utile de considérer séparément ces trois ordres de faits : les fentes, indépendamment (au moins jusqu'à un certain point) des matières qui remplissent la plupart d'entre elles; les matières de remplissage, gangues et minerais, et la recherche des époques probables de réouverture des filons.

J'adopterai pour énoncer les directions l'usage allemand, introduit à Vialas par M. Wimmer; la représentation par les *heures* de la boussole est bien plus

commode pour mettre en évidence l'analogie des veines formées et remplies aux mêmes époques, à peu près parallèles, qui ne sont connues que sur une faible longueur, et dont les directions observées offrent des différences de quelques degrés. L'heure de la boussole est de 15° : les heures se comptent à partir du Nord magnétique vers l'Est et le Sud. Il est toujours facile de passer de la direction en heures à la direction en degrés rapportée au méridien vrai ; la déclinaison de l'aiguille aimantée, à la fonderie, évaluée au moment où les plans de la mine ont été terminés, était de 18°30′ vers l'Ouest.

FILONS, FAILLES ET CASSURES OBSERVÉS A VIALAS. — Les différents systèmes de filons, de failles, de fentes dont l'existence est bien constatée dans les mines de Vialas, et qui se retrouvent dans toute la contrée, sont énumérés dans le tableau suivant; je les nomme d'après leur ordre d'ancienneté, déterminée par les croisements; les premiers inscrits sont les plus anciens.

1°	Système de filons,	h. 6 à 7. Direction vraie......	E. 11 N.
2°	—	h. 5......................	E. 33° 30′ N.
3°	—	h. 4......................	N. 41° 30′ E.
4°	—	h. 8 à 9..................	O. 19 à 20° N.
5°	—	h. 1......................	S. 3° 30′ E.
6°	—	h. 3......................	N. 26° 30′ E.
7°	—	h. 6......................	E. 18° 30′ N.
8°	—	h. 10 à 11................	N. 40° 30′ O.
9°	Failles.........	N.-S......................	N. 18° 30′ O.
	Failles[1]........	h. 11.....................	S. 33° 30′ E.

Il faut encore ajouter à ces systèmes des glissements de terrains qui ont causé des dérangements notables, mais qui sont très-imparfaitement étudiés : leurs directions générales s'éloignent peu de E.-O. magnétique et de l'heure 10.

Les différents systèmes sont marqués sur la carte par des couleurs différentes, à l'exception des 5e et 6e et des failles h. 11 dont les affleurements ne sont connus que sur un petit nombre de mètres; il est presque impossible de reconnaître à la surface auquel des trois systèmes appartiennent des cassures non remplies, qu'on observe pour ainsi dire en un point. Je les ai marqués presque tous de la même couleur, avec le signe N.-S. : c'est seulement dans la mine qu'il est possible de distinguer nettement ces trois systèmes. J'appelle particulièrement l'attention des lecteurs sur la *plongée* des filons, qui est également marquée sur la carte : pour Vialas, et généralement pour toutes les mines de la Lozère, la *plongée* des filons est un caractère de richesse ou de stérilité tout aussi important que la *direction*.

1° SYSTÈME H. 6 à 7. — E. 11° N. vrai. — Les filons de ce système sont peu

1. L'âge de ces failles n'étant pas déterminé, je ne leur assigne aucun numéro.

nombreux, mais assez puissants et bien caractérisés : ils plongent tous vers le Sud sous un angle de 75 à 80°. On en connaît deux assez réguliers dans la partie occidentale de la mine ; on peut suivre leurs affleurements depuis le Colombert jusque dans le haut du ravin de la Picadière : l'un d'eux n'a guère plus de 0m,25 de puissance ; l'autre a plus de 0m,75. Ils sont remplis par du sulfate de baryte, d'un blanc laiteux, à texture cristalline, et ne paraissent contenir que des mouches ou des rognons de minerai. La veine la plus au Nord a été coupée par le percement de *la Picadière*, et a présenté des veinules de galène argentifère, dont la présence a déterminé quelques travaux ; mais ce filon ne s'est pas montré suffisamment riche, et la recherche a été bientôt abandonnée.

A l'Est du Colombert, les affleurements barytiques peuvent être suivis avec peine jusqu'au *Bosviel* ; leur puissance est assez grande, et chacun des deux filons se divise en plusieurs points en veinules également barytiques.

On a fait des travaux très-prolongés dans la partie correspondante de la mine, depuis le troisième étage jusqu'aux affleurements, et depuis le *Bois-de-Petit* jusqu'au *Bosviel*, sur un groupe de veines barytiques qu'on nomme le *Filon des anciens*. Cette dénomination provient de ce que les plus anciens travaux de Vialas, ceux qui sont antérieurs à l'emploi de la poudre, ont été faits dans ce filon : on doit faire à ce sujet la curieuse observation que ce système h. 6 à 7 est réellement le plus ancien, puisque les veines sont coupées par tous les autres filons et failles.

Au troisième étage on connaît maintenant trois veines barytiques distantes l'une de l'autre d'une dizaine de mètres, d'une puissance de 0m,60 à 0m,80, et généralement stériles. Au-dessus du deuxième étage on ne connaît plus que deux veines, et une seule d'entre elles a donné lieu à des travaux d'exploitation. Elle est tellement dérangée par des croisements très-nombreux que l'abatage du minerai a été fait dans des filons très-différents ; en parcourant les galeries du *point O* et celle du deuxième étage (*galerie Solberge*), on ne reconnaît que des lambeaux isolés les uns des autres appartenant réellement au filon des *Anciens*.

La galène contenue dans ce filon est riche en argent (500 grammes d'argent aux 100 kilog. de plomb) ; elle est en grains assez fins et se trouve intimement mélangée avec du quartz cristallin, formant des veines ou des zones dans la baryte, ou des veinules pénétrant dans les fissures de la gangue barytique. La disposition du minerai semble prouver qu'il est arrivé dans le filon à la suite d'une réouverture, postérieurement au remplissage des fentes par le sulfate de baryte. La gangue barytique par elle-même ne semble pas être métallifère.

Les épontes des filons du système h. 6 à 7 sont très-nettes : il n'y a pas de

salbandes dans les parties stériles, c'est-à-dire dans celles qui ne contiennent que du sulfate de baryte ; au contraire, dans les parties métallifères, on voit souvent des salbandes d'une faible puissance, et les zones contenant du minerai renferment presque partout des fragments de schistes encaissants, mélangés irrégulièrement avec le quartz et la galène. C'est là encore une preuve de la réouverture des fentes, et d'une minéralisation postérieure au premier remplissage exclusivement barytique.

On connaît des filons du même système à de grandes distances de Vialas, à l'Ouest jusqu'à *Cocurés*, non loin de *Florac*, à l'Est jusqu'à *Tarabias*, au Nord du bassin houiller de Portes, dans le *Gard*. Partout on observe la même disposition ; le minerai riche en argent est accompagné de quartz, et pour ainsi dire juxtaposé à la baryte.

2° Système h. 5. — E. 33° 30'. N. — Le système des veines h. 5 est le plus important à Vialas, car c'est le seul qui puisse être considéré comme réellement métallifère. Il est représenté à la surface par un très-grand nombre de cassures des schistes, et par quelques affleurements minéralisés. Dans les travaux souterrains, qui s'étendent à diverses hauteurs depuis le *Bosviel* jusque bien au delà de l'ancienne *Picadière*, on a exploré ou exploité plusieurs filons appartenant à ce système : on a pu constater leur irrégularité pour la puissance, le remplissage, la richesse en minerai, la teneur de la galène en argent, et en même temps la constance la plus remarquable dans la direction, dans la plongée et dans l'aspect général de chacune des veines.

Toutes ces veines plongent vers le Nord, les unes sous un angle de 75 à 80°, les autres sous un angle de 60 à 65° : les premières sont nommées *veines verticales*, les autres *veines couchées*. Elles sont généralement groupées de la manière suivante : deux veines verticales peu distantes, tantôt se rapprochant jusqu'à se réunir en une seule, tantôt s'écartant jusqu'à la distance de 7 à 8 mètres, et une veine couchée qui se prolonge en hauteur et en profondeur au delà du faisceau vertical, ce qui empêche de la considérer comme une simple diagonale. A la surface on voit des cassures ou des affleurements, dirigés h. 5, semblant indiquer des veines isolées ; mais partout où les explorations souterraines ont été suffisamment développées on a reconnu le mode de groupement que je viens de signaler.

Le caractère général des veines h. 5 diffère beaucoup de celui des filons exploités dans la plupart des contrées métallifères. Ce sont des fentes ou des brisures des schistes qui se sont réouvertes seulement dans certaines parties, et qui ont reçu à des époques diverses des matières de remplissage avec des minerais plus ou moins riches en argent.

Dans les quartiers où les schistes sont durs et peu brisés les veines sont bien nettes, d'une puissance très-faible, tantôt remplies par le minerai et par

les gangues, qui ne pénètrent pas dans la roche encaissante, tantôt presque vides, présentant des géodes tapissées de cristaux, tantôt complétement vides, réduites alors à l'état de cassures dont les parois ne montrent aucun indice de frottement; les angles des schistes sont encore parfaitement vifs.

Dans les parties où les schistes ont présenté moins de résistance, le caractère des veines est tout à fait différent : quelquefois on ne voit plus de cassure aussi franche, mais bien une série de veinules et de fissures, dans lesquelles le minerai et les gangues ont pénétré, et qui n'ont aucune limite bien nette, mais dont l'ensemble conserve rigoureusement la direction heure 5 et la plongée vers le Nord. Dans d'autres cas les fissures représentant les veines, vides ou remplies, sont bien nettes encore, mais le terrain schisteux est brisé et fissuré au toit, qui possède alors les caractères que je viens de décrire, des veinules et des brisures remplies par les gangues et les minerais, s'étendant sur une largeur indéterminée, souvent assez grande, et constituant la partie la plus riche des veines.

Dans les parties du terrain dans lesquelles les micaschistes sont relativement tendres et fissiles, et se rapprochent un peu des schistes ardoisiers, les veines h. 5 sont divisées en veinules assez suivies, écartées souvent de plus de 1 mètre les unes des autres; le minerai et les gangues ont passé sous forme de plaquettes très-minces dans toutes les fissures des schistes.

Dans le voisinage des croiseurs les réouvertures des veines sont bien plus fréquentes que dans les autres parties du terrain; c'est là surtout que le minerai riche en argent se présente en masses considérables, tantôt dans les veines elles-mêmes, tantôt dans les brisures de la roche encaissante, et presque toujours au toit des veines h. 5; le minerai passe alors dans les croiseurs, sans être coupé, tandis que les veines h. 5 sont coupées nettement et rejetées.

Enfin, toutes les fois que les filons de ce système sont un peu nettement marqués, ce qui se présente dans les schistes d'une dureté moyenne, la veine principale est accompagnée de nombreuses veinules, détachées au toit et au mur, et le maximum de richesse se trouve généralement à la réunion de ces veinules latérales avec les veines principales.

L'irrégularité est encore plus grande dans les veines couchées, les cassures sont plus irrégulières, et le minerai passe dans les lits des schistes, formant de fausses veinules, qui n'ont aucune continuité, mais qui forcent à donner aux *kasths*, c'est-à-dire aux chantiers d'abatage, une largeur souvent considérable.

Cette allure complexe des veines h. 5 introduit de très-grandes difficultés dans les travaux de recherche et dans l'exploitation; je ne citerai qu'un seul exemple de ces difficultés : par une traverse normale à la direction h. 5, on

coupe plusieurs veines de ce système; elles sont très-minces, $0^m,02$ à $0^m,05$, un peu minéralisées; la galène qu'elles contiennent est d'une faible teneur en argent; on se demande s'il convient d'explorer ces veines, ou s'il faut les laisser de côté. A l'endroit où elles sont rencontrées par la traverse elles sont certainement inexploitables, mais à une certaine distance en direction, en hauteur ou en profondeur, elles peuvent être beaucoup plus puissantes, il peut y avoir eu, surtout près des croiseurs, des réouvertures ayant donné passage à du minerai riche en argent.

Cette possibilité porte à faire l'exploration très-suivie de toutes ces veines, et à donner aux travaux presque stériles un développement que ne comporte pas la richesse de la mine; d'un autre côté, si on néglige toutes ces veines, on perd toute espérance de trouver les parties riches que contiennent presque certainement plusieurs d'entre elles. On est donc forcé de limiter le nombre des recherches, et pour se guider dans le choix des veines qu'il convient d'explorer, il faut avoir la connaissance parfaite de l'allure ordinaire de ces filons, et en même temps des caractères des schistes dans les parties que les veines doivent traverser.

Il est impossible d'indiquer la puissance approchée des veines h. 5, même de celles qui ont été exploitées sur une très-grande étendue; elle est ordinairement très-faible dans les parties pauvres, tandis que dans les parties riches on reconnaît rarement des épontes bien nettes; d'un côté, au moins, le minerai passe dans les schistes, ou bien le filon se compose d'une série de veines et de veinules plus ou moins écartées. La largeur sur laquelle il faut abattre le rocher dans les kasths, pour ne pas perdre du minerai, est ordinairement de $1^m,20$ à $1^m,50$; quelquefois de 2 à 3 mètres; mais cette largeur n'est pas en relation avec la puissance véritable des veines elles-mêmes.

Les affleurements h. 5 sont très-nombreux, ainsi qu'on peut le voir en jetant un coup d'œil sur la carte; ce sont, au moins pour la plupart, de simples cassures sans épaisseur ou bien des veinules ayant au plus quelques centimètres de puissance, remplies par du carbonate de chaux, du quartz et de la galène. En quelques points seulement, les affleurements stériles présentent une certaine puissance et des gangues ferrugineuses d'un aspect favorable.

Je vais maintenant présenter quelques détails sur les veines exploitées et sur celles dont l'exploration doit être faite dans un avenir très-rapproché. Je considère ces veines dans l'ordre dans lequel elles se présentent en allant du Nord vers le Sud.

Veines Arnal — Les premières veines au Nord, nommées les *veines Arnal*, ne sont connues que par leurs affleurements dans le ravin de la Picadière, sur la montagne du Bosviel et dans le ravin des Chauffès, à l'Est du Bosviel. Dans

cette partie de la concession, les affleurements contiennent quelques mouches de minerai. Du côté de la Picadière, les veines présentent une puissance de 0m,03 à 0m,05, avec du quartz et un peu de galène riche en argent; d'après leur position, les veines doivent passer près de la maison Arnal, sur la rive gauche du ruisseau; on les retrouve à l'Est dans les rochers qui forment les escarpements de la montagne sur la rive droite du torrent de l'usine; de ce côté on ne voit que des fentes non remplies. Ces caractères paraissent assez favorables pour qu'on explore les veines à trois niveaux, à la surface, par le premier étage et par la galerie du Martinet; ces travaux n'ont pas encore atteint le filon cherché.

Veines du point O. — A une petite distance au Nord de l'entrée du vieux percement on a trouvé l'affleurement très bien minéralisé d'une veine h. 5, en un point très-remarquable par le nombre des filons et de failles de systèmes différents, qui s'y coupent sur une longueur de quelques mètres à peine. La veine doit avoir été rencontrée par le percement du Colombert, mais elle n'est pas indiquée sur les anciens plans, et les parois de la galerie sont maintenant couvertes de boue; il faudrait élargir le percement, afin de mettre le rocher à nu sur l'une des parois, pour vérifier les caractères présentés en ce point par la veine h. 5.

A l'Ouest, on voit à la surface un affleurement bien marqué, dans la position que doit occuper cette veine, et on peut le suivre à une certaine distance dans les ravins de l'ancienne Picadière. De ce coté, le filon paraît avoir une puissance de 0m,25 à 0m,35; il contient à l'affleurement du quartz carié, un peu ferrugineux et zincifère, tandis que sur la montagne du Colombert on ne voit, pour représenter la veine, que des cassures bien nettes et dirigées h. 5, mais sans aucune épaisseur.

A l'Est du point O, les débris de schistes qui recouvrent la montagne empêchent de suivre l'affleurement, mais on a fait quelques travaux souterrains dont un seul, jusqu'à présent, a donné des résultats favorables. Ils ont été faits au niveau du *percement O* et au *deuxième étage* par la galerie dans le *Bosviel*. Au niveau supérieur, on a poussé une traverse vers le Nord, à une petite distance de l'entrée des anciens travaux; elle a coupé, à la position que devait occuper le filon d'après l'affleurement, trois veinules dirigées h. 5, plongeant au Nord, distantes l'une de l'autre de 1 mètre environ, d'une épaisseur inférieure à 0m,01, et contenant un peu de galène. L'une d'elles est riche en argent; le minerai a rendu à l'essai du plomb contenant 700 grammes d'argent aux 100 kil., tandis que pour les deux autres la galène est à peine argentifère, 20 grammes aux 100 kil. de plomb.

Ces veinules, explorées en direction, n'ont pas présenté de continuité, et leur exploration a été promptement abandonnée.

Au niveau du deuxième étage, on a recherché ces veines par une traverse vers le Sud, et on les a coupées dans la position indiquée par les affleurements; elles sont un peu plus puissantes qu'au niveau supérieur, et contiennent un peu plus de minerai, dont la teneur dépasse 500 grammes d'argent aux 100 kil. de plomb.

Ce filon est donc remarquable par sa continuité, par la richesse de l'affleurement au point où il a été d'abord observé, et cependant il est à peine exploitable, au moins dans tout le quartier oriental de la mine; il sert d'exemple des difficultés spéciales que présentent les mines de Vialas, et montre combien il faut apporter de prudence dans les observations des affleurements.

Là où le filon a été observé très-riche, le terrain, cassé dans tous les sens par la rencontre d'un grand nombre de veines différentes, a présenté des facilités exceptionnelles aux réouvertures par lesquelles le minerai riche est certainement arrivé : la puissance du minerai en ce point tout spécial n'était donc pas une preuve de la richesse du filon lui-même, et le résultat défavorable obtenu dans les travaux souterrains est venu démontrer qu'on a eu raison de ne pas donner aux travaux de recherches un grand développement.

Il reste encore à faire l'exploration du filon dans les parties où le terrain paraît s'être réouvert avec le plus de facilité, principalement du côté de la *Picadière*. Cette reconnaissance sera faite par la grande galerie à travers bancs, dite *traverse du bloc*, commencée au premier étage et à l'Ouest; elle est dirigée vers le Nord et doit être poussée jusqu'à la veine *Arnal*.

PERCEMENT DU COLOMBERT. — Les veines coupées par le percement du *Colombert* ont été presque toutes explorées ou exploitées en direction et en hauteur, et je peux présenter sur leur allure beaucoup plus de détails que sur les précédentes. Je m'efforcerai de limiter mes explications à ce qui est strictement nécessaire pour faire connaître leurs caractères principaux; je ferai observer que la plupart de ces veines ont été mises en exploitation à des époques différentes, dans des quartiers séparés les uns des autres; à la *Picadière*, au mur du *Bois-de-Petit*, dans la montagne du *Colombert*, au mur du *Bosviel*; dans ces dernières années seulement, on est parvenu à établir approximativement la correspondance des veines principales de ces divers quartiers.

Première veine. — La première veine coupée par le percement est considérée comme stérile; elle n'a été explorée que par une galerie d'une vingtaine de mètres vers l'Ouest; elle présente une fente, ou cassure bien nette, non remplie, avec un brouillage des schistes au toit. Les fissures du brouillage sont remplies par du quartz, du carbonate de chaux, un peu de pyrite altérée;

de distance en distance on a rencontré des mouches et des veines de galène argentifère. On n'a fait aucune recherche vers l'Est.

A l'Ouest, la même veine a été reconnue par les traverses dirigées vers le Nord au premier étage et par le percement de *la Picadière*. Dans la traverse *Espérance*, au mur et à une faible distance du *Bois-de-Petit*, la veine s'est montrée presque stérile et n'a pas paru mériter une exploration un peu suivie. Dans le quartier de la Picadière, elle a dû être plus minéralisée, car les anciens exploitants ont fait de ce côté des travaux d'abatage. On l'a exploitée dans ces dernières années par la traverse du Bloc, au premier étage; on y abat même encore un peu de minerai au deuxième étage. La veine est peu puissante, de $0^m,05$ à $0^m,15$, et ne donne pas du minerai assez riche pour payer les frais d'exploitation.

Veine de l'Espérance. — *Filon A.* — Ce groupe se compose de trois veines principales, une veine inclinée et deux veines verticales : elles sont écartées de 8 à 10 mètres l'une de l'autre au Colombert. Celle qui a été rencontrée la première par le percement est la veine inclinée : on l'a explorée à l'Est et à l'Ouest par la galerie de l'Espérance, qui a été poussée sur une certaine longueur à l'intersection de la veine h. 5 avec un croiseur pyriteux, plongeant vers le Sud, dont la direction est h. 4.

A l'Est, les travaux faits anciennement sont en partie éboulés, et l'exploitation ne paraît pas avoir donné beaucoup de minerai. A l'Ouest, la galerie, dite de l'*Espérance*, est poussée jusqu'au filon du Sud, mais elle est sur presque toute sa longueur en dehors de la veine h. 5.

On l'a retrouvée dans plusieurs travaux, dans la traverse des trois postes, à très-peu de distance au Sud de la galerie de l'*Espérance*, au *Bois-de-Petit*. On l'a exploitée sur une certaine étendue au mur de ce dernier croiseur, pour la partie comprise entre les deux veines verticales. On a dû également l'exploiter, à la fin du siècle dernier, à la *Picadière*, mais on vient seulement de rentrer dans ces vieux travaux, et les anciens documents ne permettent pas de connaître quels caractères et quel degré de richesse la veine a présentés dans ce quartier.

Au Colombert, la veine est inclinée de 65 à 70 degrés; sa puissance est assez variable, inférieure à $0^m,30$; le mur est assez net. Le remplissage est formé principalement de quartz avec un peu de carbonate de chaux, de pyrite et de blende; la galène, médiocrement argentifère, se présente en mouches presque isolées ou en veinules très-peu suivies. Dans le quartier de la Picadière, et à environ 20 mètres au-dessus du premier étage, et au puits *Villard* (au mur du *Bois-de-Petit*), la même veine est un peu plus puissante et s'est montrée assez riche en galène argentifère, mais seulement par places, et là où l'on

peut reconnaître aisément, d'après l'aspect du minerai et du terrain, une réouverture postérieure au remplissage primitif.

Les deux veines verticales ont eu beaucoup plus d'importance et sont mieux connues. Au *Colombert*, elles sont toutes les deux assez mal marquées; elles sont formées de veinules un peu irrégulières, dont l'ensemble est dirigé sur l'h. 5, et plonge au Nord sous un angle d'environ 80 degrés. Elles sont remplies de quartz et de carbonate de chaux; elles contiennent des mouches et des veinules de galène dont la teneur en argent varie entre 250 et 500 grammes aux 100 kil. de plomb. Les matières de remplissage pénètrent dans la roche à une certaine distance dans les fissures des schistes, en sorte que les veines n'ont aucune limite bien précise; cependant le mur de la seconde veine est assez bien marqué en plusieurs points.

On n'a exploré que la veine située le plus au Sud, en direction vers l'Ouest, et à quelques mètres au-dessus du percement; le minerai ne s'est pas montré suffisamment abondant, et le travail a été promptement abandonné. On a pu constater la présence de deux variétés distinctes de galène; l'une à petites lamelles, en mouches et en nids dans les gangues, l'autre à grains fins, en veinules irrégulières coupant la gangue et le minerai lamelleux, et par conséquent d'une formation plus récente. La galène à grains fins est de beaucoup plus riche en argent; elle donne à l'essai du plomb contenant plus de 500 grammes d'argent aux 100 kil., tandis que la galène lamelleuse donne du plomb tenant environ 150 gram. aux 100 kil.

A l'Est du percement du *Colombert*, on n'a exploré qu'une seule de ces deux veines : elle présente encore à peu près les mêmes caractères, mais elle ne contient que très-peu de minerai. On l'a reconnue à l'affleurement, auprès de l'entrée du *percement N*, dans le ravin des *Combes*, et au deuxième étage, au mur du *troisième croiseur*, par la traverse Nord Villemereux; à la surface on n'a vu que des mouches de minerai; au deuxième étage on a rencontré des veinules de galène qui porteront peut-être à faire plus tard une exploration plus suivie.

Auprès du *Bosviel*, le filon A ne peut être représenté que par le brouillage h. 5, qui a été exploité dernièrement au fond du puits *Belliard*, au toit d'un croiseur pyriteux h. 4. Les schistes sont brisés dans tous les sens et traversés par des veinules irrégulières sur une largeur de 3 à 4 mètres; les matières de remplissage sont les mêmes que dans le filon A au *Colombert*, et on ne peut assigner de limite à la roche ainsi minéralisée. La richesse n'est pas grande lorsqu'on la compare au cube même de roches qu'il faut abattre; aussi l'exploitation n'est-elle pas poussée très-activement. On n'a pas encore constaté la relation de ce brouillage, dirigé sur l'h. 5 et plongeant au Nord, avec les autres veines h. 5, qui sont connues dans le même quartier. C'est

seulement d'après l'aspect du minerai que je présume qu'il représente le prolongement du filon A, probablement rejeté vers le Sud par un glissement de terrain inexploré jusqu'à présent.

A l'Ouest du *Colombert*, les deux veines du filon A, écartées de 8 à 10 mètres, se soutiennent avec les mêmes caractères; elles ont été recoupées par la traverse des *trois postes*, dirigée à peu près Nord-Sud, et percée à une centaine de mètres du Colombert; on explore la seconde veine, celle qui est le plus au Sud, en avançant à l'Ouest vers le *Bois-de-Petit*. La veine devient peut-être un peu plus riche, c'est-à-dire que les veinules de galène à grains fins, plus argentifère et plus récente que le remplissage primitif, semblent être plus nombreuses et plus puissantes à mesure que l'exploration s'élève au-dessus du premier étage.

Dans la galerie, déjà très-ancienne, qui existe dans le *Bois-de-Petit*, on distingue assez nettement au toit du croiseur les brouillages minéralisés qui répondent aux deux veines du filon A; leurs caractères et leur distance sont bien les mêmes qu'à la traverse des *trois postes* et au percement du *Colombert*.

Au mur du *Bois-de-Petit*, on retrouve les veines rejetées d'environ 8 mètres vers le Sud; toutes les deux ont été exploitées à diverses époques, soit par les percements de *la Picadière*, *Montandon*, etc., soit par le *premier étage* jusqu'à une grande distance vers l'Ouest. La veine du Nord a été bien moins suivie que celle du Sud, dans laquelle on a enlevé des quantités énormes de minerais très-riches en argent.

D'après les documents relatifs à *la Picadière* et d'après ce que j'ai pu voir encore moi-même depuis 1856, aux kasths *Sainte-Barbe*, *parallèles*, etc., les caractères généraux des veines ont toujours offert une grande analogie avec ceux que j'ai indiqués tout à l'heure, avec cette différence que les veines de galène argentifère ont présenté une puissance beaucoup plus grande et une continuité remarquable. On a enlevé depuis 1856 le minerai laissé dans la veine du Sud, entre les premier et deuxième étages, depuis le mur du *Bois-de-Petit* jusqu'aux vieux travaux de *la Picadière*. Là encore le minerai riche en argent s'est présenté en veines ou en veinules, plus ou moins régulières et continues, traversant les schistes en place ou les schistes brouillés dont les fissures étaient remplies des gangues, quartz, carbonate de chaux, carbonate de fer, tenant des mouches ou des noyaux de blende, de pyrite et de galène relativement pauvre en argent. Les veines et veinules argentifères ont été moins puissantes et moins régulières qu'aux niveaux supérieurs, et l'exploitation n'a pas donné de grands bénéfices.

Il reste encore des minerais à prendre au-dessous du niveau du deuxième étage, mais les explorations qui ont été faites au troisième étage et au niveau

intermédiaire n'ont fait reconnaître que des veines trop peu minéralisées pour être exploitables avec avantage, et les travaux commencés par les puits *Sainte-Barbe* ont été provisoirement arrêtés.

On ne doit pas s'étonner que les veines présentent en profondeur, aussi bien qu'en direction, des variations considérables, surtout quand la véritable richesse provient, comme cela est bien évident dans le cas actuel, de réouvertures des veines, postérieures, non pas seulement aux fentes, mais encore au remplissage primitif. En outre, dans le quartier de la mine dont je parle maintenant, au mur du *Bois-de-Petit* et à une vingtaine de mètres au-dessous du *deuxième étage*, se trouve un banc puissant de roche micacée très-dure (nommée *Fraidronite* par M. Émilien Dumas) dans laquelle les veines sont de simples fissures, tout à fait inexploitables. Sa présence a beaucoup contribué à l'abandon des travaux inférieurs au deuxième étage; on pourra les reprendre plus tard lorsqu'on aura poussé la galerie *Chapelle* (troisième étage) jusqu'au *Bois-de-Petit*.

Veines des Trois-Postes. — *Veines du Chat.* — Ces veines peuvent être considérées comme ne formant qu'un seul filon; cependant les premières, bien que peu exploitées jusqu'à présent, présentent quelques caractères particuliers, et je crois devoir les décrire séparément.

Les veines des *Trois-Postes* sont à environ 20 mètres au Sud du filon A; on les connaît au *Colombert*, à l'Ouest au *Bois-de-Petit*, à l'Est au *troisième croiseur* et au *deuxième croiseur*, mais seulement au premier étage et aux niveaux supérieurs; on ne les a pas explorées au deuxième étage. Dans tous les points que je viens de citer, on a trouvé deux veines peu puissantes, assez mal encaissées et généralement pauvres; elles sont accompagnées de veinules plus ou moins continues au toit et au mur; l'écartement moyen est très-faible, de 1 à 2 mètres. Dans les points où les veinules extrêmes sont le plus écartées, on ne compte pas plus de 3 mètres. Leur direction est assez régulièrement l'h. 5; elles plongent au Nord sous un angle de 75 à 80 degrés.

Leur remplissage est assez variable; ainsi, à l'Est près du deuxième croiseur, elles contiennent du quartz, du carbonate de chaux et du sulfate de baryte, avec des veinules de galène lamelleuse, rendant à l'essai du plomb dont la teneur en argent varie de 250 à 460 grammes. Au *Colombert*, les veines des *Trois-Postes* sont représentées par de simples cassures ayant seulement $0^m,01$ à $0^m,03$ d'épaisseur; un peu plus à l'Ouest, la puissance est plus grande, les veines contiennent du quartz et du carbonate de chaux, dans lesquels la galène grenue, mélangée de quartz cristallin, et riche en argent, forme des veinules assez importantes. C'est en ce point que les veines ont été coupées pour la première fois, et leur aspect a fait concevoir des espérances qu'une exploration plus suivie n'a pas réalisées. Plus près du *Bois-de-Petit*, les

veines ne contiennent plus que du carbonate de chaux. Au-delà du *Bois-de-Petit* et à l'Ouest, elles ne sont plus représentées que par de simples fissures. Au niveau du *percement neuf*, on vient de les retrouver au toit du *troisième croiseur*, avec une faible puissance, mais tenant de la galène grenue et riche en argent. Pour elles, comme pour les veines du filon A, le remplissage primitif ne contient que peu de galène, relativement peu argentifère; elles sont riches seulement près des croiseurs : leur enrichissement est évidemment dû à des réouvertures, et celles-ci n'ont pas eu la même importance que celles du filon A.

Les veines du *Chat* sont connues depuis très-longtemps et ont fourni beaucoup de très-bon minerai. Le groupe, écarté d'environ 8 mètres de celui des *Trois-Postes*, se compose de trois veines, deux presque verticales, une plus inclinée; mais cette dernière est peu connue. Au premier étage, elle a été rencontrée par le percement du Colombert dans le groupe des veines verticales du filon A.

Les veines du *Chat* se sont montrées riches en minerai depuis le *Bosviel* jusqu'au *quatrième croiseur*, et au contraire très-pauvres depuis ce dernier croiseur jusqu'à *la Picadière*.

Au *quatrième croiseur* et au *Bois-de-Petit*, les deux veines verticales, écartées de 1 à 2 mètres, sont très-nettement marquées, mais peu puissantes; ce sont des veinules de $0^m,02$ à $0^m,10$, remplies par une gangue principalement quartzeuse, contenant de la galène qui rend à l'essai du plomb à une teneur médiocre, moins de 350 gram. d'argent aux 100 kil. Au deuxième étage et dans le même quartier, les veines sont plus puissantes, mais presque entièrement remplies de carbonate de chaux à grandes lamelles et d'un blanc laiteux.

A l'Ouest du *Bois-de-Petit*, les veines du *Chat* ont été coupées par plusieurs traverses dirigées vers les *Combes*, au premier étage ou à des niveaux supérieurs; elles paraissent se continuer jusqu'au *filon du Sud* avec les mêmes caractères peu favorables; elles sont peu puissantes et ne contiennent que peu de minerai, dont la richesse en argent n'est pas élevée. Je dois faire observer que dans les points où ces traverses ont coupé les veines, le terrain schisteux est fort dur; on peut encore espérer que dans certaines parties du quartier de *la Picadière*, les veines du *Chat* seront exploitées là où les schistes, plus tendres ou plus brisés, auront cédé plus facilement à des réouvertures. Cette espérance est justifiée par les caractères de ces mêmes veines à l'Est du *quatrième croiseur*.

Au *Colombert*, et depuis le premier étage jusqu'au niveau du *percement neuf*, on a exploité sur une certaine étendue tantôt l'une, tantôt l'autre des deux veines verticales ainsi que la veine inclinée. Chacune des veines a une

cassure très-nette, presque toujours peu puissante, de 0^m,05 à 0^m,25, entièrement remplie de quartz, de carbonate de chaux et de galène, ou bien seulement tapissée de cristaux, accompagnée de veinules secondaires ou d'un brouillage dans les schistes, dont les fissures sont remplies de gangues ou de minerai. Ces brouillages diffèrent beaucoup de ceux qui constituent le filon A; ils suivent les veines elles-mêmes dont ils ne s'écartent jamais; ils ont été formés bien évidemment par des brisures du toit des veines.

Le minerai est peu abondant et d'une richesse en argent assez médiocre dans toutes les parties où les veines ont une faible puissance. L'exploitation a donné des résultats avantageux au mur du troisième croiseur, et sur une assez grande étendue en hauteur et en direction, partout où les veines se sont trouvées être accompagnées de veinules ou de brouillages au toit. Dans ces points, la galène à grains fins, d'une teneur en argent supérieure à 500 grammes aux 100 kil. de plomb, et mélangée de quartz, a un aspect bien différent de celle qui se trouve avec la gangue quartzeuse et calcaire des veines elles-mêmes. Cette galène à grains fins traverse la gangue des veines, et par conséquent elle est venue dans ces filons postérieurement à un premier remplissage. Entre le *troisième* et le *quatrième croiseurs*, les réouvertures, auxquelles il faut attribuer l'enrichissement des veines du *Chat*, n'ont pas une grande importance et ne sont pas très-étendues, et de là est résultée une grande irrégularité dans les travaux d'exploitation.

Au toit du *troisième croiseur* et surtout près du *deuxième croiseur* et au mur du *Bosviel*, les veines du *Chat* ont eu une importance beaucoup plus grande dans les parties supérieures au *premier étage*. Le point le plus riche a été le mur du *Bosviel*; les *kasths Villemereux* ont été montés en grande partie dans ces veines depuis le deuxième étage, et ont présenté des masses énormes de minerai riche en argent; ils deviennent de moins en moins productifs, et le minerai est bien plus pyriteux à mesure que les travaux se rapprochent de la surface. Sauf la plus grande richesse, les caractères sont toujours ceux que je viens de signaler; la seule différence entre les veines aux kasths *Villemereux* et les veines du *Chat* dans le quartier du *Colombert*, est la plus grande continuité, et le plus de largeur des réouvertures qui ont été remplies par la galène fortement argentifère.

Dans cette partie des travaux, on a pu observer de nombreux croisements des veines métallifères h. 5 par des filons plus récents, et le passage du minerai riche dans les croiseurs : je reviendrai plus loin sur ces croisements, qui fournissent des preuves évidentes de la postériorité de la galène argentifère, et démontrent qu'elle est arrivée dans des réouvertures qui se sont étendues jusque dans les croiseurs les plus récents.

Au deuxième étage, les veines du Chat sont un peu riches seulement près

du *Bosviel*; elles sont inexploitables à l'Ouest du *deuxième croiseur* : elles sont réduites à l'état de fentes, parfaitement continues, mais d'une très-faible épaisseur, partiellement remplies et ne contenant que très-peu de minerai; il en est de même au troisième étage. Des explorations très-étendues ont été faites à ces deux niveaux, mais elles ont été interrompues depuis plusieurs années par suite de la stérilité de ces veines.

VEINES DES COMBES. — Le filon des *Combes*, dont on commence maintenant l'exploitation, est à environ 75 mètres au Sud de la dernière veine du *Chat*; il n'est encore bien connu que sur une longueur d'environ 200 *mètres* dans le quartier du Colombert; il se compose de deux veines presque verticales et d'une veine inclinée; les deux premières s'écartent très-peu l'une de l'autre et se réunissent au point où le filon a été coupé par le percement du *Colombert*; elles sont accompagnées de veinules au toit et au mur. Du côté de l'Ouest, les veines ont une puissance assez grande, de $0^m,20$ à $0^m,40$, et présentent des géodes avec de magnifiques cristaux de carbonate de chaux et de galène; vers l'Est, la puissance des veines est un peu plus irrégulière, les géodes sont plus rares, mais la richesse est tout aussi grande. Partout la galène est assez intimement mélangée avec le carbonate de chaux pour que la contemporanéité des deux substances minérales soit hors de doute.

La galène est puissante principalement à la jonction des veines et des veinules; elle pénètre fréquemment dans les fissures des schistes compris entre deux veines très-rapprochées. Dans la hauteur, les veines sont moins riches qu'aux niveaux du *premier* et du *deuxième étages*, et à l'affleurement, dans le ravin des Combes, on ne voit que trois fentes, presque sans épaisseur, contenant du carbonate de chaux avec un peu de galène. Dans un ancien travail fait auprès du ravin, les veines s'étaient montrées assez pauvres, et l'exploration n'avait été poussée qu'à une très-faible profondeur. La connaissance plus exacte des caractères des filons de Vialas m'a fait attacher dès le principe une très-grande importance à ces affleurements, et la richesse des filons est venue justifier le grand développement donné depuis 1856 aux travaux destinés à recouper les *Combes* dans tous les quartiers de la mine.

La galène est un peu mélangée de blende et de pyrite de fer; sa teneur en argent est un peu variable, mais toujours très-élevée; d'après les essais de nombreux échantillons, le plomb tient de 500 à 700 grammes d'argent aux 100 kil., et la teneur moyenne dépasse 600 grammes.

Dans le quartier du Colombert, les schistes sont fort durs et peu brisés; dans ce terrain, les autres veines h. 5 ont été généralement très-peu puissantes et presque stériles; il y a donc tout lieu d'espérer que près du *Bosviel*, au mur du *Bois-de-Petit*, et à *la Picadière*, les veines des *Combes* seront très-puissantes et bien minéralisées.

La veine couchée a été reconnue seulement sur une faible étendue, en direction et en hauteur; un peu au-dessus du *premier étage*, et à l'Ouest du percement du Colombert, elle présente le même remplissage et les mêmes caractères que les deux veines verticales; la galène a la même teneur en argent. L'angle sous lequel elle est inclinée est un peu variable; la cassure coupant assez obliquement les strates, la veine fait des coudes assez brusques, parce qu'elle suit en plusieurs points, et pendant quelques mètres, la stratification elle-même. Il convient du reste d'attendre encore pendant quelques années pour décrire plus complétement ces veines minérales.

VEINES DU SUD. — Au Sud du filon des *Combes*, dans les parties les plus élevées du ravin, on connaît encore plusieurs affleurements de veines ayant la même direction h. 5, et contenant de la galène argentifère. Aucune exploration sérieuse n'a été faite: ces veines ne seront recoupées que dans plusieurs années par le percement du Colombert, qui doit être poursuivi sans interruption vers le Sud.

3° SYSTÈME DES CROISEURS PYRITEUX H. 4. — N. 41° 30' E. — Les veines dirigées h. 4 sont peu nombreuses et ne contiennent pas de minerai; elles n'ont de l'importance que par les dérangements qu'elles ont causés dans le système métallifère h. 5. Leur puissance est généralement assez faible, variable entre les limites de 0m,25 à 0m,60. Leur direction n'est pas rigoureusement h. 4; l'angle qu'elles forment avec la direction des veines h. 5 est de 10 à 11 degrés seulement. Elles plongent vers le Sud sous un angle de 70 à 80 degrés. Leurs épontes sont bien nettes, et leur remplissage compacte ne laisse apercevoir aucune indication de réouvertures postérieures. Elles contiennent du quartz carié, des schistes presque complétement broyés, de la pyrite et un peu de blende, presque complétement altérées même à la profondeur du deuxième étage. On a trouvé, dans le quartier de la Picadière, un peu de galène à grandes lamelles et pauvre en argent, dans une veine h. 4, auprès d'une veine du système h. 5; mais en général les croiseurs h. 4 sont tout à fait stériles.

La veine la mieux connue de ce système est celle qui a été coupée par le percement du Colombert, au croisement de la veine couchée du *filon A*; on l'a suivie à l'Est et à l'Ouest sur une très-grande longueur, en s'en écartant par places d'un petit nombre de mètres. On la reconnaît même maintenant à l'Ouest de la Picadière dans l'ancienne galerie de l'*Espérance*, à plus de 400 mètres du percement du premier étage; on la trouve encore au deuxième étage, depuis le fond du puits *Belliard* (près du *Bosviel*) jusqu'à l'extrémité des travaux faits à l'Ouest sous l'ancienne Picadière.

La ligne d'intersection de ce croiseur avec chacune des veines h. 5 est peu inclinée à l'horizon, et s'élève vers l'Ouest; cependant, dans les galeries hori-

zontales qui ont été faites autrefois à l'intersection, on distingue la ligne de séparation des deux veines, tantôt au sol, tantôt au faîte des galeries, mais ne s'élevant que de 1 à 2 mètres en hauteur, pour une longueur de plus de 200 mètres en direction. Ce fait paraît anormal, mais il est facile de l'expliquer; les veines h. 5 et h. 4 plongent l'une vers le Nord, l'autre vers le Sud, et sont rejetées en sens contraires par les failles et par les croiseurs; de là résulte qu'à chaque croisement, et ils sont nombreux dans les mines de Vialas, la ligne d'intersection des veines est ramenée à l'horizon de la galerie.

A la Picadière, le vieux percement a coupé trois veinules assez rapprochées, appartenant probablement au filon h. 4 dont je viens de parler, le seul qui ait été reconnu sur toute la longueur du percement du Colombert, et dans les travaux très-développés qui ont été faits dans le quartier oriental de la mine.

4° Système des croiseurs h. 8 a 9. — O. 19 a 20° N. — Les filons de ce système sont les mieux caractérisés et les plus puissants; on les voit dans toute la région schisteuse qui entoure le massif granitique, marqués par des affleurements de quartz blanc, s'élevant parfois à plus de 15 mètres au-dessus du sol, et se poursuivant sans interruption à d'énormes distances. Lorsqu'on prend leur direction successivement en plusieurs points, en considérant chaque fois une petite longueur (quelques centaines de mètres), on trouve des nombres variables entre les heures 8 et 9 de la boussole; mais pour chaque filon, pris dans son ensemble, la direction vraie s'écarte fort peu de O. 20° N. Ils plongent tous vers le S.-O. sur un angle peu variable, de 75 à 80°.

A Vialas, le système est représenté par deux énormes filons, qui sont nommés *le grand filon du Nord* et *le grand filon du Sud*. Ils sont réunis par un nombre presque infini de veines quartzeuses, dirigées sur l'heure 9, et plongeant toutes au Sud-Ouest : ces veines sont évidemment les diagonales des deux grands filons. Au point de vue de l'exploitation, elles constituent un système de croiseurs, dont il faut tenir grand compte dans la direction qu'il convient d'imprimer aux travaux d'abatage et d'exploitation. Je crois donc devoir distinguer ici les deux grands filons, et les croiseurs h. 9.

Grand filon du Nord. — La position, et la division en plusieurs veines de ce grand filon quartzeux, sont suffisamment indiquées sur la carte. A l'Ouest, on retrouve ses affleurements à plus de 3 kilomètres de l'usine; à l'Est, on distingue les crêtes des nombreuses veines qui le composent, dans les ravins et sur les montagnes, à une distance de plusieurs kilomètres.

Son caractère spécial est la division en veines nombreuses très-puissantes, qui tantôt sont écartées de 40 à 50 mètres les unes des autres, tantôt se rapprochent pour former un filon de 7 à 8 mètres d'épaisseur. Le remplissage est le quartz blanc laiteux, empâtant quelques fragments de schistes, très-dur et en

même temps très-cassant, il contient en un très-petit nombre de points, un peu de pyrites, de blende et de galène pauvre en argent, disséminées en mouches dans le quartz, ou formant des veinules peu continues. Dans le lit du *Luech*, que le filon du Nord suit sur une assez longue distance, depuis la prise d'eau jusqu'à l'usine, les crêtes quartzeuses ont été probablement détruites par le choc des blocs énormes que roule le torrent dans la saison des pluies. Sur le Bosviel on les voit s'élever à plusieurs mètres au-dessus du sol, mais elles ne présentent pas l'aspect gigantesque et saisissant des filons quartzeux des autres parties de la contrée, par exemple de ceux de *Villefort* (Lozère), et de ceux du *Rouvergne* (Gard).

Grand filon du Sud. — Le *grand filon du Sud* est éloigné d'environ 1,500 mètres du précédent; comme lui, il est divisé en plusieurs veines très-puissantes et il est presque exclusivement quartzeux. Il y a cependant quelque différence entre les deux filons : dans celui du Sud, le quartz a empâté une proportion plus forte de fragments schisteux, et il est en certains points assez minéralisé pour qu'on ait commencé des explorations.

A l'Est, son affleurement quartzeux domine la crête du Bosviel, et de ce point on le voit se continuer à une grande distance dans la direction du *Chambon* (Gard). Sur la montagne du Colombert, ses affleurements sont en grande partie cachés par les débris des terrains et par la végétation ; ils s'élèvent très-peu au-dessus du sol. Au col de *Castagnols*, le filon n'a qu'une seule veine, de plus de 15 mètres de puissance, remplie principalement par du quartz et contenant, en outre, une quantité notable de pyrite et de blende, complétement altérées.

Le filon conserve ses caractères sur une longueur de plusieurs kilomètres vers l'Ouest; au fond de la vallée du *Clot*, l'affleurement présente une proportion beaucoup plus grande de pyrite altérée; il contient en outre des veinules assez suivies de galène lamelleuse. En ce point on a fait quelques travaux, mais on les a promptement abandonnés par suite de la faible teneur en argent du minerai. Le même affleurement se retrouve encore très-puissant, et s'élevant au-dessus du sol, au *Villaret*, au *Massufret*, auprès du village de Saint-Maurice. Il se continue certainement encore beaucoup plus loin vers l'Ouest, mais il n'a pas été recherché. Aux deux derniers points que je viens de citer, on a fait, à diverses époques, quelques travaux d'exploration, et le filon présente des caractères particuliers.

Au *Villaret*, le *filon du Sud* n'a qu'une seule veine très-puissante remplie de quartz et de sulfate de baryte; ces deux matières minérales ne sont pas mélangées, mais elles forment des veines juxtaposées, et il est facile de reconnaître que le sulfate de baryte a été introduit par un filon puissant du système h. 6. Le sulfate de baryte n'est pas coupé et passe sans discontinuité de

l'un dans l'autre filon, preuve bien évidente que le remplissage barytique est postérieur à l'arrivée du quartz dans le filon du Sud.

Le quartz contient, comme au col de Castagnols, de la pyrite et de la blende altérées, un peu de galène lamelleuse pauvre en argent; de plus, de nombreuses fissures dans le sulfate de baryte et dans le quartz sont remplies par de la galène à très-petites lamelles, et par de la galène à grains fins; l'abondance du minerai a déterminé des travaux de recherche que la faible teneur en argent (80 grammes aux 100 kil. de plomb) a promptement fait délaisser.

Les caractères des affleurements me font considérer la vallée du *Villaret* comme un des points les plus favorables de la concession de Vialas; on trouvera certainement dans ce quartier de la galène très-argentifère, remplissant, comme à la Picadière, comme au Bosviel, etc., des réouvertures bien postérieures à l'arrivée de la galène pauvre qui se trouve à l'affleurement. Des travaux sérieux n'ont pas encore été commencés, mais cela tient à des considérations économiques; il faudrait créer au Villaret, déjà fort éloigné de Vialas, tout un centre d'exploitation, ce qui exigerait des sommes considérables, et un personnel d'ouvriers qu'on ne trouverait pas aisément dans les environs [1].

Au *Massufret*, les caractères du filon du Sud sont analogues à ceux que je viens de signaler pour le *Villaret*; les veines de sulfate de baryte sont encore plus puissantes et la masse de galène beaucoup plus considérable; mais la teneur en argent est plus faible (de 50 à 60 gram. aux 100 kil. de plomb), et la distance à Vialas est plus grande.

La présence de la baryte dans les grands filons quartzeux n'est pas un fait accidentel, particulier au *Massufret* et au *Villaret*; on l'observe dans un grand nombre de localités et dans des filons différents, appartenant au même système, à *Bluech*, à *Villefort*, auprès de *Florac*, dans les montagnes schisteuses du *Rouvergne*, etc. Partout où la baryte a été signalée, il est facile de reconnaître qu'elle a été amenée par des filons h. 6, plus ou moins puissants et entièrement barytiques.

Croiseurs h. 9. — Les nombreuses veines h. 9, reconnues à la surface, ou rencontrées par les travaux souterrains à Vialas, présentent une constance très-remarquable pour leur direction et pour leur plongée vers le Sud-Ouest; l'angle d'inclinaison est seul un peu variable; il est généralement compris entre 70 et 80 degrés.

1. C'est du reste la même raison qui a empêché jusqu'à présent de reprendre les travaux à Villefort, car là aussi se trouvent certainement des richesses minérales considérables, dont on pourrait tirer un parti très-avantageux, maintenant que les caractères des filons sont bien connus.

La puissance et la continuité de ces veines n'offrent pas la même régularité : tantôt on distingue seulement des traînées de quartz dans les schistes un peu brisés; tantôt les cassures sont parfaitement nettes et se prolongent sans aucune interruption sur plusieurs centaines de mètres. La puissance du quartz est quelquefois de 0^{m},20 à 0^{m},50, et ces veines sont alors assez espacées les unes des autres; d'autres fois, au contraire, l'épaisseur des veines se réduit à quelques centimètres, et dans ce cas on voit souvent plusieurs de ces veinules très-rapprochées.

Ces veines présentent en plusieurs points des réouvertures analogues à celles des grands filons quartzeux; ainsi, dans le quartier du Bosviel, on voit à la surface la baryte passer sans interruption d'une veine h. 6 dans un croiseur h. 9; ainsi encore, dans le même quartier, au bout du vieux travail fait au *Trou-du-Loup*, on a trouvé la galène argentifère passant, sans être coupée, de deux veines h. 5 au toit d'un croiseur h. 9, et se prolonger sur une quarantaine de mètres, plaquée sur le quartz, jusqu'au *deuxième croiseur*, dans lequel elle passe également.

Presque partout les veines h. 9 sont entièrement stériles; on n'a trouvé un peu de minerai que dans les veinules quartzeuses qui traversent le *Luech*, auprès de la prise d'eau de l'usine; la galène, accompagnée de blende et de pyrite de fer, est peu abondante, et de plus faiblement argentifère; elle contient seulement 80 grammes d'argent aux 100 kil. de plomb.

5° Croiseurs h. 1. — S. 3° 30′ E. — Les filons dirigés à peu près sur l'h. 1, ou presque N.-S. vrai, sont très-nombreux dans tout le terrain schisteux, et particulièrement à Vialas; plusieurs d'entre eux ont été assez bien étudiés, parce qu'on les a suivis à plusieurs niveaux pour rejoindre le filon des *Combes*. Les deux plus importants sont le *premier* et le *deuxième croiseurs*, qui se trouvent placés, au premier étage, à peu près à égale distance du *Bosviel* et du *troisième croiseur*. Ils sont presque verticaux; ils plongent l'un vers l'Est, l'autre vers l'Ouest, sous un angle de 85 degrés environ. Leurs parois sont très-nettes, et ces croiseurs ne paraissent pas être accompagnés de veines secondaires; leur puissance est assez variable, mais presque toujours assez grande, de 0^{m},60 à 2^{m},25. Ils sont entièrement remplis par du quartz carié, presque blanc dans certaines parties, et ferrugineux dans les parties supérieures; les épontes sont couvertes de schistes broyés, présentant une certaine analogie avec des salbandes d'argile presque noire; cette gangue est généralement d'une dureté assez faible, beaucoup moindre que celle des schistes.

Les deux croiseurs coupent très-nettement les veines h. 6 à 7, h. 5, h. 4 et h. 9; ces croisements ont été observés en plusieurs points; les veines coupées sont rejetées sur la droite ou sur la gauche, et presque toujours d'un très-petit nombre de mètres. Il est donc parfaitement certain que le système

h. 1 est plus récent que ceux dont je viens de rappeler les directions; on n'a pas encore exploré de croisements des veines h. 1 avec les failles h. 11, et par suite je ne saurais affirmer lequel de ces deux systèmes est le plus ancien.

Le remplissage des croiseurs h. 1 ne renferme pas de minerai, excepté près des croisements des veines h. 5. En ces points on a vu plusieurs fois le minerai riche en argent passer, sans être coupé, de la veine h. 5 dans les croiseurs, et se prolonger dans ceux-ci jusqu'à une certaine distance, formant des veines bien nettement séparées du remplissage quartzeux ou ferrugineux des croiseurs. Le minerai véritablement pauvre des veines h. 5 ne se comporte pas de la même manière, il est coupé nettement par les croiseurs h. 1. Il en est de même du quartz de l'h. 9. Le sulfate de baryte des veines h. 6 a été trouvé en veinules dans les croiseurs h. 1.

De là on peut tirer les conclusions suivantes, qui donnent des points de repère pour fixer les époques relatives des divers remplissages des filons; le sulfate de baryte de l'h. 6, et le minerai riche en argent sont arrivés après la formation et après le remplissage des filons h. 1; au contraire le minerai pauvre en argent de l'h. 5, et le quartz de l'h. 9 sont plus anciens que les croiseurs dirigés h. 1.

Les autres croiseurs du même système, connus par leurs affleurements ou rencontrés dans les travaux, ont tout à fait les mêmes caractères que les deux précédents; ils sont un peu moins puissants, et ne produisent dans les veines métalliques que de faibles dérangements; ils sont nombreux dans le quartier de la Picadière, mais aucun d'eux ne me paraît mériter une mention spéciale.

6° Système des filons h. 3. — N. 26° 30′ E. — Les filons h. 3 sont moins marqués aux affleurements que les grandes veines quartzeuses h. 8 à 9, mais ils sont tout aussi importants à étudier; ils sont très-nombreux et présentent des caractères bien constants; ils plongent tous vers le S.-E., sous des angles assez variables, compris en général entre 55 et 70 degrés. Les uns, et c'est le plus grand nombre, sont des fentes d'une faible épaisseur, mais quelques-uns ont jusqu'à 2 et 3 mètres de puissance, et sont divisés en plusieurs veines. Tous sont remplis par du quartz carié, ferrugineux, d'une assez grande dureté, séparé des épontes, mais seulement dans les veines un peu puissantes, par des salbandes d'argile noire d'une certaine épaisseur.

Les affleurements de ces filons sont marqués sur la carte par des lignes vertes; les principaux, en allant de l'Est à l'Ouest, sont : le filon *Cortez*, le *Bosviel*, le *troisième croiseur*, le *quatrième croiseur*, le *Bois-de-Petit* et le filon *Lorrain*.

Filon Cortez. — L'affleurement de ce filon se voit à l'Est de la montagne du Bosviel, dans un quartier où l'on n'a fait jusqu'à présent que des explo-

rations insignifiantes; sa puissance est de $1^m,40$ à $1^m,50$; le remplissage paraît et a du quartz ferrugineux stérile.

Bosviel. — Ce filon peut être considéré comme le plus important de tous ceux du système h. 3; on peut suivre son affleurement sur plusieurs kilomètres, et des travaux d'exploitation très-importants ont été faits, à diverses époques, depuis la surface jusqu'à une très-grande profondeur, au-dessous du troisième étage actuel de la mine.

Son affleurement se distingue au Nord-Est du village de Vialas, dans un ravin dont la direction est à peu près celle du filon; mais on n'a fait aucune exploration de ce côté, et c'est seulement au point de vue théorique qu'il importe de signaler l'existence du *Bosviel* au Nord du torrent (le Luech). Sur le versant Nord de la montagne du Bosviel, on distingue très-nettement deux branches principales du filon, coupant les nombreuses veines du *grand filon du Nord.* Le rejet est très-faible, et les branches du *Bosviel* n'ont dans le quartz qu'une épaisseur presque insignifiante. Il faut observer les crêtes quartzeuses avec une très-grande attention pour se convaincre qu'elles sont réellement coupées. En suivant les affleurements vers le Sud on les voit prendre une puissance de plus en plus grande jusque sur le sommet de la montagne; les crêtes de quartz très-ferrugineux dépassent un peu le niveau des rochers schisteux, que ce filon coupe avec une grande netteté.

Les deux veines présentent un écartement variable, ainsi qu'on peut le voir sur la carte; leur puissance varie de $0^m,50$ à $2^m,50$. On n'en suit aisément qu'une seule jusqu'au *grand filon du Sud,* lequel est coupé, et rejeté de quelques décimètres seulement. Plus loin, vers le Sud, on reconnaît encore l'affleurement du *Bosviel,* mais il est moins bien caractérisé qu'entre les deux filons quartzeux. Dans les travaux souterrains on a reconnu également deux branches du filon, et de plus on a exploité du minerai, tantôt dans l'une, tantôt dans l'autre, sur une longueur de plusieurs centaines de mètres, à partir de la dernière branche du grand *filon du nord.*

La veine du toit est la plus puissante; elle a de 1 mètre à $2^m,50$; son remplissage principal est du quartz assez dur, généralement moins chargé d'oxyde de fer que celui des affleurements. Les épontes sont bien nettes, et le toit est garni d'une salbande d'argile noirâtre très-dure, qui se détache assez facilement en grandes plaques, épaisses de $0^m,10$ à $0^m,25$; du côté du mur on n'observe pas en général de salbande bien marquée.

La veine du mur est moins puissante; son épaisseur ne dépasse 2 mètres que dans un petit nombre de points; son remplissage est à peu près le même, et les salbandes d'argile noire ne se présentent guère qu'au toit. Toutes les deux plongent sous un angle de 60 à 65 degrés vers le Sud-Est.

Le système des filons h. 3 coupe les veines h. 6 à 7, h. 5, h. 4, h. 8 et 9,

h. 1 ; ces croisements ont été observés dans les différents quartiers de la mine, et l'on ne peut avoir le moindre doute sur l'âge relatif du *Bosviel;* mais pour ce filon en particulier on n'a étudié que les croisements avec les veines des trois systèmes les plus anciens, à savoir h. 6 à 7, h. 5 et h. 4. Ces croisements offrent un intérêt très-grand, et je vais les décrire avec détail.

Le filon des *Anciens*, h. 6 à 7, dont le remplissage est complexe, est coupé très-nettement; on ne connaît pas le rejet parce que le toit du *Bosviel* n'a pas encore été mis en exploration. La gangue quartzeuse minéralisée, et le sulfate de baryte sans minerai, passent sans aucune discontinuité du filon des *Anciens* dans la veine du mur du *Bosviel*, et forment dans le croiseur des zones spéciales, plaquées contre le mur de la veine, et se continuant vers le *Nord* à une distance assez variable, de 15 à 45 mètres, à partir du point de croisement. Dans le corps même de la veine du mur du croiseur, et dans la veine du toit, on a trouvé dans les mêmes parages des zones presque lenticulaires, formées des mêmes matières, bien différentes et bien nettement séparées du remplissage quartzeux du *Bosviel* lui-même.

Les croisements avec les veines h. 5 présentent des faits aussi curieux et tout à fait analogues. Je citerai en particulier ceux qui ont été observés dans l'exploitation des kasths Villemereux, depuis le deuxième étage jusqu'à la surface, c'est-à-dire sur une hauteur de plus de 130 mètres. La veine h. 5 est nettement arrêtée par le croiseur, mais à des distances presque régulières en hauteur, à peu près de 15 en 15 mètres, le minerai remplit en grande partie les brisures des schistes, dans l'angle obtus du croisement, et passe sans être coupé dans le croiseur. Il forme au mur une plaque plus ou moins puissante, de $0^m,05$ à $0^m,35$ en général, qui s'avance vers le Nord à une distance variable, jusqu'à 40 mètres du point de croisement. Dans l'intérieur du croiseur et dans les deux branches du toit et du mur, on trouve également des zones lenticulaires, souvent fort puissantes et fort étendues, du même minerai, accompagné des mêmes gangues.

C'est la même disposition que pour la baryte et pour le quartz minéralisé des *Anciens*; d'ailleurs pour le croisement de ce dernier filon le passage du sulfate de baryte dans le croiseur n'a pas lieu sur toute la hauteur, mais seulement à certains intervalles, et pour ainsi dire périodiquement. En suivant l'exploitation des kasth Villemereux à des époques différentes, on a vu tantôt le minerai de l'h. 5 s'arrêter nettement au croiseur stérile, et tantôt le minerai passer au toit de l'h. 5, et tourner sans discontinuité dans le croiseur, alors exploitable avec bénéfices sur une étendue variable en hauteur et en direction.

Les mêmes faits se présentent avec plus ou moins de développement pour toutes les veines h. 5, et il est même bien démontré actuellement que la

richesse du croiseur n'est pas en rapport avec la puissance minérale des veines h. 5, par lesquelles la galène argentifère a été introduite dans le *Bosviel*.

Ces faits intéressants, dont on n'a pu avoir l'explication qu'à la suite de travaux continués pendant de longues années, démontrent :

1° Que le *Bosviel* a été rempli une première fois par du quartz ferrugineux, ne contenant pas de galène argentifère ;

2° Que le quartz minéralisé, le sulfate de baryte du filon des *Anciens* et le minerai riche des veines h. 5 sont arrivés postérieurement à ce premier remplissage du *Bosviel*, et probablement à des époques différentes ;

3° Que le *Bosviel* doit être considéré comme un croiseur, et non pas comme un filon métallifère. Il ne doit le minerai qu'il renferme qu'à des réouvertures successives, dans lesquelles ont pénétré les matières stériles, ou riches en plomb et en argent, qui ont elles-mêmes rempli des réouvertures des veines très-anciennes h. 6 à 7 et h. 5, et les brisures des schistes produites au toit de ces dernières veines.

Les veines h. 5 sont très-nombreuses au mur du *Bosviel*, et c'est à ce fait qu'il convient d'attribuer l'étendue considérable que le minerai s'est trouvé occuper dans le croiseur. Ainsi au troisième étage, la galerie *Chapelle* a plus de 500 mètres dans le *Bosviel*, et sur toute cette longueur on a pu exploiter, de distance en distance, des colonnes assez riches de galène argentifère. Dans la hauteur l'ancienne exploitation des grands kasths a donné du minerai sur plus de 200 mètres en direction. Plus près de l'affleurement on n'a exploré que la partie du *Bosviel* la plus voisine de la veine des kasths Villemereux ; à aucun étage on n'a fait l'exploration du croiseur près des veines des *Combes*.

Troisième croiseur. — Ce filon est distant de 200 mètres environ du *Bosviel*, et lui est presque rigoureusement parallèle en direction et en inclinaison. Son affleurement est connu depuis le Luech jusque bien au delà du *grand filon du Sud*. Auprès du pont du chemin de fer établi entre les ateliers de triage et l'usine, sur le versant Nord de la montagne du Bosviel, on voit le *troisième croiseur* couper l'une des branches du *grand filon du Nord;* le rejet est de plus de 2 mètres sur la droite, et présente une particularité assez curieuse : les deux parties de la veine quartzeuse pénètrent de près d'un mètre dans le croiseur, lequel se trouve ainsi contourner les deux parties de la veine quartzeuse qu'il a coupée et rejetée.

Sur le sommet de la montagne, ou plutôt du chaînon qui, partant de l'arête du Bosviel, s'avance vers l'usine, le *troisième croiseur* présente deux veines dont la puissance est de plus de 1 mètre. Le remplissage est du quartz carié, ferrugineux, analogue à celui du filon le *Bosviel*; en aucun point l'affleurement ne présente du minerai. Au-dessus du *point O*, le croiseur contient une

colonne de minerai très-riche en argent, qui descend depuis l'affleurement jusqu'à la profondeur de 30 mètres environ au-dessous de la surface.

Cette colonne de minerai a été prise en grande partie, déjà depuis bien des années, par le vieux percement O; il ne reste plus en place que le chapeau du filon. Le minerai se trouve dans une position spéciale, que j'ai déjà décrite, auprès de l'intersection de plusieurs veines très-différentes : sa position même dans le croiseur démontre qu'il est arrivé postérieurement au remplissage quartzeux et ferrugineux de ce filon.

L'affleurement du *troisième croiseur* est encore bien en évidence près de l'entrée du percement N, dans le ravin des Combes; on peut même encore le retrouver de distance en distance sur la montagne du Colombert et au delà du *grand filon du Sud*; mais le sol est couvert en grande partie soit par les débris des rochers, soit par la végétation, et l'on ne peut plus suivre l'affleurement d'une manière aussi continue qu'entre le *grand filon du Nord* et le ravin des Combes.

Dans les travaux souterrains le *troisième croiseur* a été coupé à tous les niveaux, et même exploré en divers points sur une assez grande longueur. Son remplissage principal est, comme aux affleurements, du quartz un peu ferrugineux, dépourvu de minerai : les épontes sont très-nettes, et dans presque toutes les parties explorées des salbandes d'argile noire, ou de schistes broyés, séparent le corps du filon de la roche encaissante.

Les croisements des veines h. 6 à 7 et h. 5 par ce filon présentent des faits analogues à ceux que j'ai signalés pour le *Bosviel*; le minerai et le remplissage de ces veines passent sans être coupés par le croiseur. Les réouvertures n'ont pas eu cependant la même importance que dans le *Bosviel*; jusqu'à présent le *troisième croiseur* n'a été véritablement riche qu'en trois points : au-dessus du percement O; au percement neuf Ouest, près des veines du *Chat* et des *Trois-Postes*; au percement N, et au premier étage à la rencontre des veines des *Combes*. Je ne peux parler que des deux derniers croisements, car les travaux au percement O ont été faits plusieurs années avant mon arrivée à Vialas.

Par le percement neuf Ouest, on a suivi l'une des veines verticales du filon du *Chat* jusqu'au *troisième croiseur* : la veine h. 5 s'est présentée sous un aspect assez peu favorable, peu puissante et fort irrégulièrement minéralisée : arrivant au *troisième croiseur*, on a vu le minerai passer sans discontinuité dans le filon h. 3, et former, entre le toit et le remplissage quartzeux, une zone de $0^{m},15$ à $0^{m},25$ d'épaisseur, s'étendant en hauteur à 15 mètres environ au-dessus du sol du percement, et en direction sur plus de 40 mètres de longueur tant au Nord qu'au Sud.

En exploitant cette magnifique colonne de minerai, très-riche en argent,

on a été conduit au Nord jusqu'au croisement des deux veines des *Trois-Postes*, et là encore le minerai ne présente aucune discontinuité entre le croiseur et les veines h. 5 : de ce côté les schistes sont brisés dans l'angle obtus du croisement, et les brisures sont remplies de minerai. Cet exemple est le complément de celui que j'ai cité pour le *Bosviel*; pour ce dernier, le mur seul a été mis en exploration; le minerai forme des zones riches contre le mur du croiseur, tandis qu'au *troisième croiseur* on n'a encore exploré que le toit, et c'est également au toit de la veine h. 3 que se trouve le minerai argentifère. Le même fait se trouvera probablement au *Bosviel* quand on aura poussé les travaux plus à l'Est, au toit de la veine principale de ce filon.

Le croisement *des Combes* par le *troisième croiseur* a été observé en deux points, au premier étage et au niveau du percement N, et dans tous les deux au toit et au mur. Le minerai a passé sans discontinuité dans le croiseur, mais sans présenter la même puissance et le même développement qu'au point dont je viens de parler. La zone minérale la plus riche paraît être celle du mur, et présenter les mêmes phénomènes de périodicité que celle du *Bosviel* le long des kasths *Villemereux*. Les travaux sont du reste encore trop peu avancés pour que j'insiste davantage sur ce sujet.

Quatrième croiseur. — Ce filon n'a pas la même importance que les deux précédents : il est beaucoup moins puissant et ne contient pas de minerai, au moins dans les parties qu'on a explorées jusqu'à présent. Il est à environ 100 mètres à l'Ouest du *troisième croiseur*; sa direction est à peu près h. 3; il plonge vers le Sud-Est sous un angle de 70 à 75°; sa puissance est de $0^m,25$ à $0^m,30$; il est rempli par du quartz un peu ferrugineux et par des schistes broyés.

L'affleurement de ce croiseur est peu marqué, et ne peut être reconnu qu'en un très-petit nombre de points. Dans les travaux souterrains on n'a fait l'exploration du croiseur qu'au premier étage, à l'Ouest du percement du Colombert, et l'on n'a pu étudier que les croisements des veines du *Chat* et des *Trois-Postes*. Ces veines sont coupées très-nettement et rejetées de quelques mètres sur la gauche. Dans ce quartier les veines métallifères sont très-peu puissantes, à peine minéralisées, et ne contiennent que de la galène d'une teneur en argent peu élevée : il n'est donc pas étonnant que le croiseur ne contienne pas de minerai. Les veines h. 5 n'ont pas éprouvé de réouvertures donnant passage à de la galène très-argentifère.

L'exploration des *Combes* a récemment atteint vers l'Ouest le croisement par le filon dont je m'occupe maintenant; mais les veines h. 5 et le croiseur sont dérangés par des failles nombreuses, par des glissements de terrains; on n'a pu faire l'étude du croisement.

Bois-de-Petit. — Le *Bois-de-Petit*, presque rigoureusement parallèle au

Bosviel, éloigné de 200 mètres environ du *troisième croiseur*, a une grande importance et une continuité remarquable. Ses affleurements peuvent être suivis très-facilement depuis le granite, à l'Est du village de Vialas, jusque sur la montagne de l'*Espinas*, au Sud-Ouest du *grand filon du Sud*. Dans les travaux souterrains on l'a exploré sur plus de 100 mètres de longueur, au premier étage, de la galerie de l'Espérance jusqu'auprès des *Combes*.

L'affleurement dans le granite montre seulement une série de fissures, ou de veinules, dont la puissance est inférieure à $0^m,05$, et qui sont remplies par du quartz ferrugineux. Dans les schistes, sur les deux rives du Luech, la puissance est un peu plus grande et l'affleurement un peu mieux marqué, surtout au Sud du *grand filon du Nord*, lequel est nettement coupé, mais n'est rejeté que de quelques décimètres. Sur le versant occidental de la montagne du Bosviel, et surtout devant l'entrée du percement du Colombert, et sur la montagne du même nom, le *Bois-de-Petit* est parfaitement marqué; son affleurement est quartzeux et plus ferrugineux que celui du *Bosviel*, bien qu'il présente à peu près les mêmes caractères.

Vers le Sud-Ouest, on ne voit plus le *Bois-de-Petit* qu'à de longs intervalles, à cause des débris et de la végétation qui recouvrent le sol; on le retrouve à la première branche du *grand filon du Sud*, dans lequel il n'a produit qu'une simple fente; on peut encore le reconnaître beaucoup plus loin vers le Sud, mais il est moins puissant et moins bien caractérisé.

En aucun point l'affleurement n'a présenté de minerai, et c'est seulement par des explorations souterraines qu'on a pu constater la présence de la galène argentifère dans quelques parties du filon.

Une recherche a été faite anciennement dans le *Bois-de-Petit*, sur la montagne du Colombert, au point où *le croiseur* coupe deux veines barytiques dirigées sur l'h. 6 à 7. Le travail n'a pas été poussé bien loin, et n'a rencontré que très-peu de minerai, autant du moins qu'il est permis de conjecturer d'après les déblais qui recouvrent le flanc de la montagne. L'observation intéressante que permet ce travail est le croisement des deux veines barytiques : elles sont coupées et rejetées sur la gauche, la gangue de sulfate de baryte a passé dans le croiseur. La galène que le *Bois-de-Petit* contient dans ce quartier ne provient certainement pas des veines barytiques, qui n'en renferment pas une seule mouche; elle doit avoir été amenée dans le croiseur par un filon h. 5, dont l'affleurement n'est pas visible.

Au premier étage, le *Bois-de-Petit* a été suivi sur une assez longue distance, et l'on a pu étudier ses caractères, ainsi que les croisements d'un grand nombre de veines; nous citerons spécialement : au Nord le croisement d'une veine barytique, longtemps confondue avec le filon des *Anciens;* auprès et au

Sud de la galerie de l'*Espérance*, les croisements des veines du *filon A*, du *croiseur* h. 4, des *Trois-Postes* et du *Chat*.

Le croiseur a contenu de très-beau minerai au Nord et au Sud de la galerie de l'*Espérance;* les kasths de ce nom, épuisés depuis longtemps, ont encore à Vialas une réputation de grande richesse.

Le *Bois-de-Petit* a une puissance un peu variable, généralement comprise entre $0^m,50$ et $0^m,75$ dans les parties stériles, c'est-à-dire dans les points où le filon n'a pas éprouvé de réouvertures postérieures, et dans lesquels il présente les caractères qui lui sont propres.

Son remplissage normal est du quartz carié, ferrugineux, ou pyriteux, séparé des deux épontes par des salbandes de schistes brisés ou d'argile noirâtre. Il est accompagné, au moins dans la région qui a été mise en exploration, par une veinule du toit, écartée de 5 à 6 mètres de la veine principale, d'une épaisseur très-faible, mais d'une continuité remarquable. Cette veinule du toit a été reconnue au deuxième étage aussi bien qu'au premier.

La veine barytique, h. 6 à 7, est coupée très-nettement par le *Bois-de-Petit*, et rejetée de quelques mètres sur la gauche; le croiseur contient un peu de sulfate de baryte : cependant ce minerai ne forme, ni au toit ni au mur, des zones comparables à celles qui sont observées dans le *Bosviel*. Au point de vue théorique le fait est le même, le remplissage barytique est postérieur à l'arrivée du quartz ferrugineux dans le croiseur h. 3, mais la réouverture n'a pas eu la même importance.

Le croisement de la veine h. 4 par le *Bois-de-Petit* est très-net, la gangue pyriteuse ne passe pas dans le croiseur; c'est du reste ce qui a été observé pour toutes les veines h. 4, coupées par les filons et croiseurs plus récents.

Pour les diverses veines h. 5 qui sont coupées par le *Bois-de-Petit*, on a observé, comme au *Bosviel* et au *troisième croiseur*, le passage du minerai argentifère dans le croiseur; les fentes elles-mêmes sont coupées très-nettement. Le rejet est de 7 à 8 mètres sur la gauche.

Les deux veines verticales du filon A sont très-pauvres au toit du croiseur, et au contraire elles ont été d'une richesse très-grande au mur. Leur minerai très-argentifère a passé dans le *Bois-de-Petit*, et a formé contre l'éponte du mur des zones d'une très-grande richesse. Le minerai des veines du toit passe également dans le croiseur, mais en veinules peu continues, lesquelles suivent la paroi du toit du *Bois-de-Petit*.

Filon Lorrain. — A l'Ouest du croiseur h. 3 dont je viens de parler on a constaté, soit par les affleurements, soit par les travaux souterrains, plusieurs filons ayant la même direction, présentant les mêmes caractères; le plus important à signaler est le *filon Lorrain*, à l'Ouest du quartier de la Picadière.

Son affleurement est aussi bien marqué que celui du *Bois-de-Petit*, mais il n'a été exploré qu'en un seul point à peu de distance du ruisseau de la Picadière. Sur la rive droite, on a fait autrefois quelques travaux en suivant une colonne minéralisée, mais on ne connaissait pas alors les véritables caractères des veines métallifères, et l'on n'a pas su trouver les veines h. 5, qui ont très-probablement déterminé l'arrivée du minerai dans le croiseur. Ce travail n'a pas été repris dans ces derniers temps, parce que l'exploration des veines minérales, qui peuvent exister de ce côté, sera faite plus complétement par la grande traverse du *Bloc* (premier étage).

Sur la rive gauche du ruisseau, une branche du toit du *filon Lorrain* vient d'être rejointe par une petite traverse; on va suivre le croiseur h. 3 jusqu'à la rencontre du filon *Arnal*, la première veine au Nord appartenant au système h. 5. Cette branche du *filon Lorrain* se présente avec une puissance de $0^m,45$ à $0^m,60$; elle est dirigée presque rigoureusement sur l'h. 3, et plonge vers le Sud-Est sous un angle de 60 degrés environ. Son remplissage est du quartz carié, peu ferrugineux, irrégulièrement mélangé avec des schistes brisés; séparé des épontes par des salbandes d'argile noire.

7° Système h. 6. — Filons barytiques. — E. 18° 30′ N. — Ce système de filons a été fort peu étudié jusqu'à présent : leur remplissage barytique, leur direction h. 6, leur plongée vers le Sud, rendent extrêmement difficile de les distinguer des veines du système h. 6 à 7, qui sont les plus anciennes de toutes celles qui ont été reconnues à Vialas. Les deux systèmes sont confondus sur la carte, qui a été achevée en 1859. C'est postérieurement à cette date qu'on a rencontré au 2° étage un filon barytique coupant nettement un croiseur h. 1; c'est également à une époque plus récente que j'ai pu constater, dans une localité différente, des veines h. 6 barytiques coupant nettement les veines h. 3. Dans l'état actuel des travaux à la mine de Vialas je peux seulement signaler l'existence, désormais certaine, de ce système h. 6, mais je dois m'abstenir de donner sur lui des détails qui peut-être seraient infirmés par des explorations ultérieures.

Le remplissage paraît être exclusivement du sulfate de baryte, d'un blanc laiteux, à texture cristalline, entièrement dépourvu de minerai. Au point du deuxième étage où on a trouvé le croisement d'une veine h. 1 par un filon barytique h. 6, on a exploité une certaine quantité de minerai riche en argent; mais la galène, mélangée avec du quartz, ne se trouve en réalité dans aucun des deux filons; elle forme des veines et des veinules irrégulières, qui coupent assez nettement les gangues stériles, et pénètrent même à une distance notable dans les schistes. Le minerai existe dans un brouillage, évidemment produit par une réouverture postérieure au remplissage barytique.

C'est là un fait théorique très-important, car il démontre que l'arrivée

de la galène riche en argent est plus récente que celle du sulfate de baryte du système h. 6.

8° Système des croiseurs h. 10 a 11. — N. 40° 30′ O. — Les affleurements des croiseurs de ce système n'ont pas encore été suffisamment étudiés, et, pour ce motif, je n'ai pas marqué sur la carte les fentes qui paraissent avoir cette direction. Dans les travaux souterrains on a rencontré plusieurs veines stériles, coupant les filons h. 3; on n'a pu les explorer que sur une faible longueur, ce qui laisse un peu d'incertitude sur leur direction réelle. Elles paraissent dirigées entre l'h. 10 et l'h. 11, ce qui m'a fait adopter le nombre N. 40° 30′ O.; peut-être des travaux plus développés feront-ils ajouter ou retrancher quelques degrés à cette direction. La mieux caractérisée de toutes les veines qui peuvent être rapportées à ce système est celle qui vient d'être rencontrée tout dernièrement par la galerie faite dans le *Bois-de-Petit*, au premier étage, à la recherche du filon *des Combes*.

Sa direction est à peu près h. 10; elle plonge vers le Sud sous un angle de 75 degrés : les épontes bien nettes sont écartées de $0^{m},45$ environ; la veine est remplie par des schistes brisés et broyés. Les autres veines du même système ont un remplissage semblable, et jusqu'à présent on n'a trouvé dans aucune d'elles du sulfate de baryte ou du minerai. Avant de tirer une conclusion certaine de ce fait, il convient d'attendre que les travaux en cours d'exécution aient permis d'explorer un peu plus complétement ce système de croiseurs.

9° Système Nord-Sud. — N. 18° 30′ O. — On connaît à la surface, et l'on a rencontré dans les travaux souterrains, un nombre considérable de fentes, presque verticales, dirigées à peu près exactement du Nord au Sud magnétique, coupant nettement tous les filons des divers systèmes. J'ai fait rapporter la plupart de ces fentes sur le plan de surface, dont la réduction est jointe à mon mémoire; elles sont distinguées par la couleur violacée. Ainsi que je l'ai dit précédemment il ne m'a pas été possible d'inscrire à part toutes les veines qui appartiennent aux systèmes h. 1, h. 10 à 11, et les failles h. 11; j'ai pu cependant écrire la direction d'un certain nombre de ces veines et failles. Un coup d'œil jeté sur la carte permet d'apprécier combien sont nombreuses les fentes du système Nord-Sud.

La plupart de ces fentes ne contiennent aucune matière de remplissage : ce sont de simples cassures dont les parois bien nettes ne présentent aucune trace de frottement; elles ont produit des rejets très-faibles, généralement bien inférieurs à 1 mètre. Le minerai des veines h. 5, le sulfate de baryte des veines h. 6 à 7, le quartz de l'h. 9, etc., ne pénètrent pas dans ces fentes, qui doivent être considérées comme certainement postérieures à toutes les époques d'arrivée du minerai et des gangues diverses.

FAILLES H. 11. — S. 33° 30′ E. — Les failles appartenant à ce système h. 11 sont peu nombreuses, et chacune d'elles n'a été reconnue que sur une étendue très-faible, en sorte que la direction adoptée n'est peut-être pas tout à fait exacte. De plus on n'a observé que les croisements des veines h. 5 et h. 9; pour l'âge de ces failles, on sait seulement qu'elles sont postérieures aux fentes h. 9.

Les deux plus importantes se trouvent au mur du *Bois-de-Petit*, à environ 50 mètres de distance l'une de l'autre : elles ont été reconnues à tous les niveaux de l'exploitation, depuis le deuxième étage jusqu'à la partie supérieure des kasths; elles sont à peu près parallèles et plongent vers l'Ouest sous un angle de 45° environ. Chacune d'elles présente l'aspect d'une cassure parfaitement nette, accompagnée d'un brouillage assez étendu dans les schistes du toit. Il y a eu certainement des mouvements énergiques du terrain, car le mur est poli et strié assez profondément dans toutes les parties un peu proéminentes, tandis que dans les creux la surface est recouverte d'une couche d'argile noire, provenant des schistes broyés. Elles ont rejeté les veines h. 5 de 7 à 8 mètres sur la droite.

On ne voit aucune matière de remplissage dans ces failles, et c'est précisément en raison de l'absence complète de minerai qu'on n'a jamais cherché à les explorer en direction. Au croisement des veines métallifères se trouve un peu de minerai, de quartz et de carbonate de chaux dans les schistes brisés, au toit des failles : ces matières se présentent en veinules traversant la partie broyée des schistes, et remplissent en partie les fissures. L'arrivée de ces matières est donc postérieure aux failles h. 11.

Deux autres failles parallèles ont été reconnues un peu plus à l'Ouest, au Nord et au Sud de la galerie de l'Espérance, l'une à la traverse du *Bloc*, l'autre à la traverse *Richard*; elles ont été coupées par les traverses aux intersections de deux veines quartzeuses h. 9. Elles offrent à peu près les mêmes caractères que les précédentes, mais avec cette particularité que le quartz de l'h. 9 est broyé tout autant que les schistes : on en tire la conclusion très-importante que les fentes et le remplissage quartzeux h. 9 sont plus anciens que les failles h. 11.

On distingue à la surface plusieurs fentes ayant cette même direction h. 11, qui peuvent être considérées comme les affleurements de failles de ce système; mais elles ont été fort peu étudiées, parce que les failles doivent passer dans des quartiers de la mine dans lesquels on ne fait pas maintenant de travaux.

GLISSEMENTS DE TERRAIN. — On a observé en plusieurs points de la mine, notamment dans les travaux d'exploration des *Combes*, et dans la partie la plus voisine du *Bosviel*, des fentes d'une nature toute spéciale : elles

sont très-peu inclinées, suivant sur une grande longueur les strates des schistes, ou les coupant sous un angle très-aigu, et ne sont accompagnées d'aucune brisure du terrain. Je les désigne sous le nom de *glissements*, afin de les distinguer des véritables failles, dont elles diffèrent sous tous les rapports. Il est quelquefois impossible de les reconnaître dans les travaux au rocher, car souvent elles n'ont aucune épaisseur, et ne montrent que des traces de glissement à peine perceptibles. On les distingue mieux dans l'exploration des veines métallifères ou stériles, car celles-ci sont coupées nettement et rejetées d'une quantité variable.

L'attention des ingénieurs de Vialas n'a été appelée que tout récemment sur ces glissements de terrain ; aussi n'a-t-on pu étudier un peu complétement qu'un seul de ces accidents , il se trouve au toit du troisième croiseur, au deuxième étage ; sa direction est à peu près Est-Ouest ; il plonge de quelques degrés vers le Nord ; il produit dans les veines un rejet de plus de 1 mètre. Le sens du rejet indique que le toit a glissé sur le mur; l'absence de stries sur les surfaces, la solidité de la roche des deux côtés de la fente, démontrent que le glissement n'a été accompagné d'aucune pression notable.

Les veines qui sont coupées sont celles des systèmes les plus anciens h. 6 à 7 et h. 5, en sorte qu'on pourrait supposer, au premier aperçu, que le mouvement du terrain n'est pas très-récent ; mais en observant que le minerai de l'h. 6 à 7 se trouve dans une réouverture bien postérieure à la fente ellemême, et à son remplissage barytique, on est porté à penser que ce glissement est presque contemporain des fentes du système Nord-Sud.

§ 4. *Détails sur les croisements des veines différentes.*

Pour compléter la description des filons de Vialas, il me paraît utile de présenter quelques détails sur les croisements, et sur le mode de répartition du minerai dans les veines qui peuvent être considérées comme réellement métallifères. Je suivrai le même ordre que dans le paragraphe précédent, en commençant par les systèmes les plus anciens.

1° SYSTÈME H. 6 à 7. — Les fentes appartenant à ce système sont certainement les plus anciennes, puisqu'elles sont coupées et rejetées par tous les autres filons, par les failles, les fentes, et les glissements de terrain ; mais elles n'ont été remplies qu'à une époque relativement toute récente. Le remplissage principal est la baryte blanche, cristalline, complétement stérile : ce minéral passe, sans être coupé, des veines h. 6, direction probable de son arrivée, dans les fentes plus anciennes.

A côté de la baryte se trouve, mais seulement en certaines parties de ces veines, un remplissage entièrement différent, composé de quartz, de schistes

broyés, et de galène très-riche en argent. Ces matières forment dans les veines des colonnes distinctes du sulfate de baryte; elles pénètrent dans quelques fissures de la gangue barytique : l'arrivée du minerai est donc postérieure au premier remplissage, et par conséquent à l'arrivée du sulfate de baryte dans la direction h. 6. Aux croisements par les veines appartenant aux systèmes intermédiaires on voit également le minerai passer, sans être coupé, des veines h. 6 à 7 dans les croiseurs : les veines du système h. 6 à 7 ont donc subi deux réouvertures successives, toutes les deux postérieures à la formation des fentes h. 6. Ces réouvertures se sont produites en même temps dans plusieurs veines appartenant à des systèmes plus récents que celui dont la direction est h. 6 à 7.

Les époques d'arrivée successives du sulfate de baryte et du minerai se placent très-probablement entre la formation des fentes h. 6 et celle des croiseurs du système h. 10 à 11, dans lesquels on n'a trouvé jusqu'à présent ni sulfate de baryte ni minerai. En tout cas ces matières minérales sont arrivées dans les filons avant la formation des fractures Nord-Sud. Ces caractères des veines h. 6 à 7 rendent leur exploration extrêmement difficile : en suivant le sulfate de baryte ou le minerai, on est conduit à quitter les veines pour passer dans des filons tout différents.

Cela s'est présenté dans les travaux faits anciennement à tous les étages; je citerai seulement l'exemple du deuxième étage (voir *Pl. XXXIV*, *fig.* 1). L'examen attentif de la galerie *Solberge* a fait reconnaître que les travaux ont été faits réellement dans un nombre considérable de veines, appartenant à des systèmes différents, bien qu'on n'ait pas cessé de suivre soit la gangue barytique, soit le minerai.

En partant du *Bosviel*, à l'Est, et en allant vers l'Ouest, on trouve :

1° Le véritable filon *des Anciens*, dirigé h. 6 à 7, et plongeant vers le Sud; il a contenu de ce côté du minerai très-argentifère;

2° Une veine h. 4, plongeant au Sud; elle passe auprès du puits Belliard, dans un brouillage qui présente encore du minerai, disséminé en veinules irrégulières dans les schistes brisés. La veine h. 4 a conduit vers le Sud à l'une des veines h. 5, dans lesquelles ont été montés les kasths Villemereux. Les schistes sont tellement brouillés dans le voisinage du puits Belliard qu'il est difficile de reconnaître dans quel sens a lieu le rejet de la veine h. 6 à 7 par le croiseur h. 4. Le rejet paraît être sur la droite;

3° Un second lambeau du véritable filon des Anciens, divisé en deux veines assez puissantes, qui ont contenu de très-beau minerai;

4° Un croiseur quartzeux, h. 9, par lequel le filon des *Anciens* a été rejeté de plusieurs mètres sur la droite; le sulfate de baryte et le minerai ont passé

au toit et au mur, et les anciens exploitants ne se sont pas aperçus que cette partie de l'exploitation était faite dans une veine différente du filon *des Anciens*;

5° Un troisième lambeau de la veine h. 6 à 7, barytique, et très-riche en minerai. C'est dans cette partie qu'on a foncé, il y a quelques années, le puits Solberge, abandonné maintenant par suite de l'abondance des eaux.

Le filon a présenté dans le puits une puissance de $0^m,80$ à $0^m,90$; il contient beaucoup de minerai. On a constaté dans ce travail le glissement de terrain, dont j'ai parlé précédemment;

6° Une veine barytique h. 6, qui a rejeté sur la gauche le filon *des Anciens;* elle n'en diffère en direction que par un petit nombre de degrés; elle est bien plus barytique et moins bien minéralisée; elle a du reste à très-peu près la même puissance et la même inclinaison, en sorte qu'on a pu très-facilement la confondre avec un simple coude du filon lui-même;

7° Un nouveau lambeau de la veine h. 6 à 7, se terminant à un brouillage déterminé par deux croiseurs qui passent presqu'au même point; le *premier croiseur*, du système h. 1, presque vertical avec une légère inclinaison vers l'Est, et une veine du système h. 4, plongeant au Sud. Le *premier croiseur* contient du sulfate de baryte, mais il ne paraît pas renfermer de minerai.

A partir de ce point (et cette observation s'applique aux travaux qui ont été faits à tous les étages) la veine exploitée près du puits Solberge n'a pas été explorée, elle doit passer bien au Nord de la galerie Solberge, et des exploitations plus ou moins régulières qui, dans ce quartier, ont été poussées depuis le premier étage jusqu'au jour;

8° Le croiseur h. 4, rempli de quartz, de schistes broyés et de pyrites, contenant seulement par places un peu de sulfate de baryte et de quartz métallifère;

9° Le *troisième croiseur*, parallèle au *Bosviel*; au croisement de l'h. 4 et de l'h. 3 on distingue une veine barytique h. 6, qui paraît être complétement dépourvue de minerai. Le *troisième croiseur* contient du sulfate de baryte, mais il est à peu près stérile, tandis qu'aux niveaux supérieurs il a présenté une grande richesse en minerai : on y a travaillé encore tout récemment près de la surface, au-dessus de l'entrée du *point O*;

10° Un filon barytique h. 6, divisé en deux veines, dans lesquelles on n'observe du minerai que dans un brouillage, lequel doit répondre au *deuxième croiseur*, du système h. 1. En exploitant la partie métallifère des deux veines h. 1, et h. 6, et les veinules de galène disséminées dans les brisures des schistes, on a été amené à reconnaître l'existence d'une autre veine barytique, à quelques mètres au Nord de la galerie. Elle n'a pas présenté de minerai, et n'a été suivie que sur une très-faible longueur; il est impossible de

dire maintenant si elle appartient au système h. 6 à 7, ou bien au système beaucoup plus moderne des croiseurs h. 6;

11° Un petit lambeau d'un croiseur h. 4, qui paraît avoir été presque stérile, et même dépourvu de baryte;

12° Un second croiseur h. 9, en même temps quartzeux et barytique, ne contenant que des veinules irrégulières de quartz métallifère;

13° Une veine quartzeuse et barytique, dont la direction est un peu variable, et généralement comprise entre h. 6 et h. 7. Cette veine a été exploitée aux niveaux supérieurs, et a contenu de très-belles colonnes de minerai quartzeux, riche en argent. Entre le premier et le deuxième étage, elle est presque stérile; son remplissage est principalement barytique; les veinules du quartz minéralisé qu'elle renferme sont très-irrégulières et de peu d'étendue.

Dans les explications que je viens de présenter, j'ai laissé de côté les failles Nord-Sud, et les dérangements dont l'importance m'a paru très-faible, et qui n'ont eu aucune influence sur la direction des travaux.

Je citerai encore deux exemples des croisements du filon *des Anciens* par le *Bosviel* et par le premier croiseur du système h. 9 : je les ai observés en 1856, aux niveaux supérieurs, au moment où l'exploitation des kasths Solberge allait être abandonnée; la veine du filon des Anciens, qui était alors suivie dans les travaux, était exclusivement barytique.

La *fig.* 2, Pl. XXXIV, représente le croisement par le *Bosviel*. La veine h. 6 à 7 du filon *des Anciens*, puissante de $0^m,55$ à $0^m,60$, est arrêtée très-nettement par la branche du mur du *Bosviel*; mais la baryte passe sans être coupée, et en suivant une courbe d'assez grand rayon dans l'angle obtus. Elle s'étend ensuite vers le Nord dans le croiseur, en formant contre la paroi du mur une veinule très-continue, dont la puissance est de $0^m,15$ à $0^m,25$: on suit ainsi, la baryte jusqu'à plus de 45 mètres au Nord du croisement. Le *Bosviel* n'est pas minéralisé : son remplissage est, comme à l'affleurement, du quartz carié, un peu ferrugineux; le toit présente des salbandes d'argile noire, qui se détachent par plaques épaisses de $0^m,10$ à $0^m,15$.

J'ai tracé dans la *fig.* 3, le croisement de la même veine barytique par le croiseur h. 9. La veine h. 6 à 7 est rejetée sur la droite de plus de 8 mètres; le sulfate de baryte passe, sans être coupé, dans le croiseur, et forme deux veines assez continues, plaquées contre le quartz, au toit et au mur, et se prolongeant à une certaine distance des points de croisements : ce fait démontre nettement que le remplissage quartzeux de l'h. 9 est antérieur à l'arrivée du sulfate de baryte.

Filons du système h. 5. — Les veines qui appartiennent au système h. 5 sont très-nombreuses, et en même temps d'une irrégularité telle qu'il me paraît impossible d'en donner une description à peu près complète; je dois

me borner à l'exposé des faits les plus importants, c'est-à-dire de ceux qui me paraissent de nature à mettre en évidence les réouvertures, les arrivées successives des minerais de teneurs différentes, et à la description d'un certain nombre de croisements par des veines plus récentes.

NATURE DES MINERAIS. — La teneur en argent des échantillons de galène, pris dans les diverses parties de la mine, présente des variations très-grandes; en voici quelques exemples : La veine *Arnal* (la plus au Nord du système h. 5) donne du plomb à 450 grammes aux 100 kilog.; les veinules h. 5, qui correspondent au bel affleurement du *point O*, ont donné à l'essai de la galène contenant 20 grammes et 700 grammes d'argent pour 100 kilog.; cependant ces veinules ne sont pas écartées de plus de 1 mètre, et elles offrent des caractères presque identiques.

Les veines du filon A contiennent du minerai donnant à l'essai, et par 100 kilog. de plomb d'œuvre :

Au fond du puits *Belliard*, 507 gr., 416 gr. d'argent;

Au premier étage, à l'Ouest du *Colombert* : 268 gr., 320 gr., 347 gr., 520 gr. d'argent;

Entre le premier et le deuxième étage, au mur du *Bois-de-Petit* : 422 gr., 560 gr., 511 gr. d'argent;

Au mur du *Bois-de-Petit*, dans la veine couchée, aux *kasths Villard*, 560 gr., 407 gr. d'argent;

Dans le quartier de la Picadière, au premier étage : 230 gr., 341 gr., 395 gr., 460 gr., 400 gr., 571 gr. d'argent;

Dans les veines *du Chat*, l'irrégularité est tout aussi grande; ainsi, des échantillons pris dans les kasths, au-dessus du premier étage, ont donné du plomb tenant aux 100 kilog. : 345 gr., 372 gr., 352 gr., 453 gr., 320 gr., 495 gr., 237 gr., 488 gr., 540 gr., 261 gr., 590 gr. d'argent;

On a exploité dans les kasths Villemereux et près du *Bosviel*, plusieurs veines différentes, appartenant au groupe *du Chat* et des *Trois-Postes*; les essais d'un grand nombre d'échantillons ont présenté des variations analogues à tous les niveaux de l'exploitation : la teneur en argent la plus faible est de 350 gr., la plus élevée de 570 gr.

Les essais des échantillons pris dans les veines des *Trois-Postes* ont donné des variations plus grandes encore; ainsi on a obtenu pour 100 kilog. de plomb : 137 gr., 358 gr., 247 gr., 372 gr., 234 gr., 434 gr., 207 gr., 488 gr.

Dans les veines *des Combes* la richesse en argent est plus régulière; les nombreux essais qui ont été faits jusqu'à présent indiquent seulement trois teneurs différentes, 400 gr., 500 gr., 680 gr. aux 100 kilog. de plomb, et la teneur moyenne du minerai abattu dans plus de 4,000 mètres cubes dépasse 600 gr. d'argent aux 100 kilog. de plomb.

En examinant attentivement les différentes veines dans les parties exploitées, et ensuite les échantillons prélevés pour les essais, on reconnaît assez nettement qu'il y a, dans la plupart des cas, mélanges de minerais très-divers, et l'on parvient à distinguer ceux qui sont les plus anciens et ceux qui sont arrivés en dernier lieu dans les filons.

Ainsi les veines qui contiennent de la galène à 20 gr. d'argent sont coupées avec la plus grande netteté par tous les croiseurs, la galène est lamelleuse, et présente partout le même aspect ; elle est mélangée avec du quartz blanc et avec du carbonate de chaux à peine cristallin : les trois espèces minérales sont certainement arrivées à la même époque dans quelques-unes des fentes h. 5, qu'elles ont remplies avant les croisements par les systèmes plus récents. Le minerai à 20 gr. n'a été trouvé dans aucun croiseur, ce qui me paraît une preuve certaine de son antériorité. Il faut cependant faire une exception pour les croiseurs h. 4, dans lesquels le minerai pauvre en argent n'a pénétré qu'en un très-petit nombre de points. L'arrivée de la galène à 20 gr. peut être aussi bien antérieure que postérieure à la formation des fentes h. 4.

Pour les minerais les plus riches, pour ceux qui rendent à l'essai du plomb contenant 500 ou 700 gr. environ aux 100 kilogrammes, on peut affirmer avec certitude qu'ils sont d'une formation très-récente : ils forment dans les filons h. 5 des veines ou des veinules parfaitement distinctes, dans lesquelles la galène conserve le même grain et le même aspect, et qui se prolongent, sans être coupées, au toit ou au mur, ou même dans l'intérieur des croiseurs des systèmes h. 9, h. 1, h. 3. On retrouve les mêmes minerais dans les veines h. 6 à 7, et dans ces filons les deux variétés de galène sont certainement postérieures à l'arrivée du sulfate de baryte. On ne trouve pas la galène argentifère dans les croiseurs h. 10 à 11, ni dans les fentes Nord-Sud.

L'époque de l'arrivée des minerais très-riches en argent est ainsi indiquée d'une manière assez approximative. Ces minerais ont été déposés par des eaux minérales dans des réouvertures bien postérieures à la formation des fentes h. 5, à une époque comprise entre la production et le remplissage barytique des fentes h. 6 et la formation des fentes N. S. De plus, les deux minerais inégalement riches n'ont pas été déposés en même temps, ou du moins n'ont pas pour origine les mêmes sources minérales.

La galène à 700 grammes a pour gangue dominante le carbonate de chaux, en cristaux souvent très-nets, affectant les formes du métastatique et du dodécaèdre rhomboïdal, transparents, incolores, ou légèrement bleuâtres. La galène est en grains assez fins, mais aisément discernables, d'une couleur presque blanche, et d'un éclat particulier. Dans quelques parties des *Combes* le même minerai a pour gangue la baryte sulfatée rose, lamelleuse plutôt que cristalline. Le minerai à gangue barytique forme des veines spéciales qui

accompagnent les veines calcaires, sans qu'on puisse reconnaître quelles sont les plus anciennes.

La galène donnant du plomb d'œuvre à 500 grammes (ou environ) a été trouvée dans plusieurs parties des *Combes*, des filons A, du *Chat* et des *Trois-Postes*. Dans les *Combes* la gangue dominante est encore le carbonate de chaux cristallin ; l'aspect est à peu près le même que pour le minerai plus riche ; cependant on reconnaît en quelques points, notamment à l'Ouest à la traverse des Roudellats, les veinules de galène à 700 grammes traversant la galène d'une teneur moins élevée. Cette dernière est plus compacte, son éclat est moins brillant, et surtout le carbonate de chaux qui l'accompagne est moins nettement cristallisé.

Dans les autres filons h. 5, le minerai à la teneur de 500 grammes forme des veines ou des veinules d'une puissance et d'une continuité très-variables ; tantôt elles remplissent entièrement les fentes et même les fissures des schistes, tantôt elles traversent un premier remplissage contenant de la galène moins argentifère ; d'autres fois (comme dans le filon A, à l'Ouest du Colombert et au premier étage) elles se présentent sous forme d'amandes ou de plaquettes, presque indépendantes des filons eux-mêmes. La gangue ordinaire est le quartz, mélangé de carbonate de chaux blanc, cristallin, de carbonate de fer, de blende et de pyrite de fer.

Quelques veines du système h. 5 donnent du minerai dont la teneur en argent est intermédiaire entre 500 grammes et 600 grammes aux 100 kilog. de plomb : mais on peut reconnaître presque partout, à la présence du carbonate de chaux cristallisé, et à l'aspect de la galène, qu'il y a mélange presque intime du minerai le plus riche avec la galène à 500 grammes.

Les minerais moins argentifères sont difficilement classés par ordre d'ancienneté, car en un grand nombre de points on distingue des veinules d'aspects différents, se croisant les unes les autres, ou bien de la galène à grains fins disséminée sur de la galène plus ou moins lamelleuse. D'après les observations que j'ai pu faire à diverses époques dans la mine, les minerais réellement différents sont ceux dont les teneurs moyennes sont 150 grammes, 250 grammes, 350 grammes d'argent aux 100 kilog. de plomb.

La galène la moins riche, rendant à l'essai de 140 à 160 grammes d'argent, a été trouvée dans plusieurs veines, notamment dans celles des *Trois-Postes*, un peu à l'Est du percement du Colombert ; elle est en lamelles assez petites, réparties dans une gangue de carbonate de chaux, blanc, opaque, cristallisé imparfaitement, ou lamelleux. Ce minerai passe dans les croiseurs h. 1 et h. 3 ; il est donc d'une époque assez récente, bien que son arrivée soit certainement plus ancienne que celle des minerais plus riches. On voit en effet le remplissage de galène pauvre et de carbonate de chaux traversé par des vei-

nules de galène à grains plus fins, rendant à l'essai du plomb d'une teneur beaucoup plus élevée.

La galène à 250 grammes est beaucoup moins lamelleuse que la précédente, mais elle n'est pas encore en grains comme les minerais plus riches; elle est accompagnée d'une gangue assez variable dans les divers quartiers de la mine. Dans les veines des *Trois-Postes*, au premier étage, à l'Est du Colombert, elles se présentent en mouches et en veinules dans du sulfate de baryte blanc et lamelleux; dans les mêmes veines, un peu à l'Ouest du Colombert la gangue est du carbonate de chaux, également blanc, opaque et cristallin. Dans le même quartier les veines du filon A contiennent de la galène un peu lamelleuse, à la teneur d'environ 250 grammes, dans une gangue de quartz et de carbonate de chaux, et le minerai est accompagné d'un peu de blende. Cette galène se retrouve en petite quantité dans les croiseurs des systèmes h. 4, h. 1 et h. 3. Son arrivée est donc postérieure à la formation et au remplissage des fentes du système h. 3; elle est postérieure à celle de la galène à 150 grammes, car cette dernière est traversée en plusieurs points par les veinules du minerai plus riche.

Je dois faire observer que l'existence de la galène dans les croiseurs h. 4 n'a été constatée qu'en un seul point, à la Picadière, et pour ce seul minerai à la teneur de 250 grammes. Ces croiseurs h. 4 sont cependant très-anciens, mais leur remplissage paraît avoir résisté à presque toutes les réouvertures successives, dans lesquelles les eaux minérales ont pu déposer les minerais de richesses différentes.

La galène à la teneur de 350 grammes se voit principalement dans les veines des *Trois-Postes* et du *Chat*; elle est à texture grenue, et son éclat est moins brillant que celui du minerai des *Combes*. La gangue qui l'accompagne est un mélange de quartz, de carbonate de chaux et de carbonate de fer; elle est mélangée avec un peu de blende et de pyrite; ce dernier minéral est abondant surtout dans les parties supérieures des veines, notamment aux kasths Villemereux.

La blende et la pyrite ne sont pas argentifères; la blende est probablement arrivée dans les filons en même temps que la galène, mais je n'oserais pas affirmer qu'il en soit ainsi pour la pyrite; le mélange des deux espèces minérales n'est pas intime.

Le minerai à 350 grammes est plus ancien que la galène riche en argent, car cette dernière se présente en plusieurs points sous forme de veines et de veinules traversant le remplissage qui contient la galène à 350 grammes. En d'autres points les deux minerais de richesses différentes sont tellement enchevêtrés qu'on ne saurait distinguer lequel est le plus ancien. On ne peut même pas toujours reconnaître le mélange des deux minerais dans quelques

parties des filons, dans lesquelles les essais accusent des teneurs en argent intermédiaires entre 350 et 500 grammes.

Je ne pense pas qu'on doive admettre une arrivée spéciale de galène à la teneur de 400 grammes, et je base mon opinion sur l'analogie que présentent ces points avec les parties des veines où les minerais différents sont mélangés d'une manière moins intime.

On n'a encore trouvé que très-rarement dans les croiseurs de la galène à la teneur de 350 grammes, et on ne peut déterminer approximativement l'époque à laquelle elle a été déposée dans les filons h. 5 que par l'observation attentive de ces filons eux-mêmes. On voit en quelques points des veines des *Trois-Postes* le minerai dont je m'occupe maintenant former des veinules, qui traversent le remplissage accompagnant la galène lamelleuse; il me paraît donc probable que l'époque de son arrivée doit être placée entre celle de la galène à 250 grammes, et celle de la galène très-riche en argent.

D'après les observations qui ont été faites jusqu'à présent, et dont je viens d'exposer les points les plus importants, la minéralisation des veines h. 5 s'est faite en plusieurs fois, les minerais arrivant avec des gangues différentes, et remplissant des réouvertures produites successivement. La galène à peine argentifère est certainement la plus ancienne; elle est peut-être contemporaine de la formation des fentes elles-mêmes. Les minerais plus riches sont au contraire assez récents, et tous sont arrivés postérieurement aux fentes et au remplissage des croiseurs du système h. 3. Les minerais à 500 grammes et à 700 grammes sont assurément plus récents que le système h. 6. Je pense qu'on doit classer les arrivées successives dans l'ordre suivant, en commençant par les plus anciens :

Minerai à 150 gr. avec carbonate de chaux blanc et opaque;
Minerai à 250 gr. avec quartz et carbonate de chaux opaque;
Galène à 350 gr. avec quartz à grains fins, carbonates de chaux et de fer;
Galène à 500 gr. avec quartz et carbonate de chaux cristallisé;
Galène à 700 gr. avec carbonate de chaux cristallisé et baryte rose.

Ces deux derniers minerais sont ceux qui ont rempli les réouvertures les plus importantes; ce sont les seuls qui aient passé en quantités considérables dans les croiseurs. A l'Ouest de Vialas, au Villaret, on a des veines h. 5 qui contiennent de la galène à 80 grammes, laquelle passe en veinules dans le quartz et dans le sulfate de baryte du *grand filon du Sud*. Cela tend à démontrer l'existence d'une arrivée de minerai différente de celles que je viens d'énoncer.

CROISEMENTS. — Je vais maintenant citer quelques exemples de croisements.

Croisement des veines h. 5 *par le filon h.* 4. — Ainsi que je l'ai dit précédem-

ment, les exemples de croisements des veines h. 5 par l'h. 4 sont très-nombreux dans la mine de Vialas; on voit à peu près tous les niveaux des galeries d'allongement qui suivent presque sans interruption les lignes d'intersection. Ces lignes s'élèvent vers l'Ouest en formant avec l'horizon des angles très-faibles, de 10 à 15 degrés; elles sont ramenées dans les galeries par les croiseurs plus récents, qui produisent sur les deux systèmes à peu près parallèles des rejets de sens contraire.

Les minerais des veines h. 5 ne passent pas ordinairement dans les croiseurs h. 4; dans ces veines, je n'ai observé qu'en un seul point des petites veinules de galène provenant d'une veine h. 5.

Le remplissage des croiseurs, quartz, pyrites altérées, et schistes broyés, paraît avoir opposé une résistance énergique à toutes les réouvertures, dont l'effet s'est fait ressentir seulement dans les schistes, tantôt au toit, tantôt au mur des croiseurs. J'ai tracé dans la *fig.* 4, Pl. XXXIV, la coupe verticale, perpendiculaire à la direction h. 5, d'un croisement au premier étage, dans le quartier de l'ancienne Picadière. La veine h. 5, appartenant au filon A, est riche seulement au toit du croiseur; le minerai, à la teneur de 500 grammes en moyenne, est plaqué pour ainsi dire sur le toit du croiseur e s'élève à quelques mètres au-dessus du point de croisement, en remplissant de nombreuses fissures des schistes. La partie de la veine h. 5, qui est au mur du croiseur, est rejetée sur la droite, mais elle ne contient qu'une quantité presque insignifiante de minerai : elle se compose de plusieurs veinules irrégulières, contenant principalement du quartz et du carbonate de chaux. On voit, dans la *fig.* 4, la position des veines par rapport à la galerie du premier étage; il a fallu pour enlever tout le minerai au toit du croiseur faire une excavation considérable; à 3 mètres environ au-dessus de la galerie, la veine h. 5 a repris son allure habituelle.

Croisements des veines h. 5 *par les filons du système h.* 9. — Les croiseurs h. 9, diagonales des deux *grands filons du Nord et du Sud*, coupent très-nettement les veines du système h. 5, et généralement le minerai de ces dernières est arrêté aussi complétement que les fentes elles-mêmes. On ne doit pas en conclure que le remplissage quartzeux est postérieur à l'arrivée du minerai, mais bien seulement que le quartz de l'h. 9 a pu résister à toutes les réouvertures postérieures.

Cette opinion vient d'être confirmée tout dernièrement par l'exploration faite au niveau supérieur (*au Trou-du-Loup*) dans un travail abandonné depuis longtemps. On avait suivi autrefois, en partant de la surface, une veine appartenant au filon du *Chat* jusqu'à un grand croiseur h. 9; on avait ensuite abandonné le travail après avoir cherché inutilement à retrouver le minerai de l'autre côté du croiseur.

En reprenant l'exploration, on a reconnu (voir Pl. XXXIV, *fig.* 8) deux nouvelles veinules h. 5, assez bien minéralisées, contenant de la galène à la teneur de 500 grammes, situées un peu au Sud de la veine exploitée anciennement.

Le minerai de ces veinules se continue sans interruption au toit du croiseur h. 9, en formant une zone de $0^m,25$ d'épaisseur moyenne, plaquée contre le quartz et remplissant par conséquent une réouverture postérieure à l'arrivée du quartz dans l'h. 9. En suivant le minerai, on a été conduit jusqu'au deuxième croiseur h. 1, dans lequel la galène se continue encore pendant quelques mètres, sous forme de veinules au toit, et même dans l'intérieur du croiseur.

Croisement des veines h. 5 *par les grandes failles h.* 11. — Les grandes failles du système h. 11, plongeant vers l'Ouest, ont apporté de grandes perturbations dans l'exploitation des veines h. 5; mais elles se trouvent dans un quartier dans lequel le minerai a été presque complétement enlevé depuis longtemps déjà; je n'ai pu étudier le croisement qu'en un seul point, au deuxième étage, pour une des veines du filon A. De plus, mes observations sont peu complètes, l'exploration actuelle ayant rencontré presque immédiatement les anciens travaux de la Picadière.

La veine du Nord du filon A n'a pas d'épontes bien nettes; elle peut être comparée à un brouillage des schistes, dont les fissures sont remplies par les gangues et par le minerai, les schistes eux-mêmes étant traversés par des veinules, plus ou moins bien minéralisées. La faille h. 11 coupe nettement tout cet ensemble, et on ne voit aucune trace de gangue et de minerai dans l'argile noire qui couvre le mur de la faille.

Le rejet de la veine h. 5 est de quelques mètres (environ 6 mètres) sur la droite; vers l'Ouest, c'est-à-dire au delà de la faille, la veine h. 5 présente les mêmes caractères qu'au mur; dans le brouillage h. 11, on ne voit du minerai que dans les fissures des schistes : la gangue et la galène ne sont pas broyées. Le remplissage de la veine h. 5 est donc postérieur à la faille.

C'est là une observation importante sans doute, mais elle est insuffisante pour la détermination de l'âge relatif de ces failles h. 11, qu'il est impossible d'étudier d'une manière suffisante dans l'état actuel des travaux. La galène à la teneur de 500 grammes, étant plus récente que le remplissage barytique arrivé dans la direction h. 6, les failles h. 11 peuvent être d'une époque très-récente. Leur âge ne pourra être fixé que par l'observation des croisements avec les veines des divers systèmes plus modernes que l'h. 5. Il paraît y avoir une différence assez grande entre les failles h. 11 et les filons h. 10 à 11; malheureusement les deux systèmes sont connus sur un si petit nombre de

points qu'il est impossible de faire entre eux une comparaison un peu certaine.

Croisements des veines h. 5 par les croiseurs h. 1. — Ces croisements ont été observés en différents points de la mine, principalement dans les kasths Villemereux, depuis le deuxième étage jusqu'à la surface; les veines h. 5 sont coupées très-nettement et rejetées d'un très-petit nombre de mètres, sur la droite par le premier croiseur et sur la gauche par le deuxième croiseur. Le minerai des veines h. 5 passe toujours, sans être coupé, dans les deux croiseurs, et forme des veinules plus ou moins importantes au toit et au mur, et dans l'intérieur même de la gangue quartzeuse. Ces veinules sont plus ou moins continues en hauteur et en direction; elles sont plus ou moins puissantes, mais elles se retrouvent en tous les points de croisement : je donne un exemple de cette disposition dans la *fig.* 5, Pl. XXXIV. Elle représente le croisement de l'une des veines du *Chat* par le *deuxième croiseur*, à un niveau un peu supérieur à celui du percement neuf. La veine h. 5 est composée de deux veinules de minerai (galène à la teneur de 500 grammes) séparées par un très-faible intervalle de schistes, dans lesquels on voit encore de petites veinules secondaires. Le rejet par le croiseur a lieu sur la gauche, mais le minerai passe, sans être coupé, de l'h. 5 dans le croiseur, au toit, au mur et dans l'intérieur même de la gangue quartzeuze et ferrugineuse. Cette disposition du minerai dans les deux filons ne s'est pas continuée dans la hauteur; les veines h. 5 sont devenues plus pauvres, et les explorations n'ont plus été faites dans les veines correspondantes au toit et au mur du *deuxième croiseur*.

On n'a pas encore étudié le croisement des veines des *Combes* par les filons du système h. 1 : plusieurs galeries de recherches ont été faites, à différents niveaux, dans le *deuxième croiseur* pour aller recouper ces veines : elles ont rencontré des veines minéralisées, dont la direction h. 6, avec plongée vers le Nord, et la position ne s'accordent pas avec la direction générale du faisceau des *Combes*. Ces veines h. 6 contiennent du minerai à la teneur de 350 grammes, et ce minerai passe également dans le croiseur.

Au deuxième étage, la gangue de carbonate de chaux cristallisé, qui est abondante dans le faisceau des *Combes*, se trouve en veine assez puissante, au mur du deuxième croiseur, à une distance considérable du filon h. 5. Le travail n'est commencé que depuis peu de temps, et je ne peux pas encore avancer que cette veine de carbonate de chaux se rattache certainement au filon métallifère. Je crois devoir signaler le fait, parce qu'il paraît démontrer l'indépendance du carbonate de chaux cristallisé et de la gangue argentifère. Ces matières minérales, arrivées très-probablement à la même époque, semblent avoir été produites par des sources différentes.

Croisements des veines h. 5 par les filons h. 3. — J'ai déjà indiqué précédemment les caractères généraux de ces croisements. Les fentes h. 5 sont nettement arrêtées par les filons du système h. 3, et rejetées de quelques mètres ; le minerai argentifère passe au contraire dans le croiseur, en formant des veines plus ou moins importantes et continues.

Au *Bosviel* et au *troisième croiseur*, le passage du minerai d'une même veine h. 3 dans le croiseur n'a pas lieu sur toute l'étendue de la ligne d'intersection ; on observe, au contraire, des alternances assez régulières d'enrichissement et de stérilité du croiseur. Le même fait a dû être observé au *Bois-de-Petit ;* mais je ne peux en juger que par les anciens documents et par les souvenirs des ouvriers : le minerai contenu dans le *Bois-de-Petit*, et dans les veines h. 5 qui ont enrichi ce filon, a été complétement enlevé plusieurs années avant mon premier voyage à Vialas. Je citerai seulement deux exemples de croisements, celui des veines du *Chat* par le *Bosviel*, à quelques mètres au-dessus du percement neuf, et celui des veines du *Chat* et des *Trois-Postes* par le *troisième croiseur*, à peu près au même niveau.

Au *Bosviel* (*fig.* 7, Pl. XXXIV), on n'a exploré que la branche du mur du croiseur, et on n'a pas cherché le rejet des veines h. 5 au toit de cette branche. La veine h. 5 est divisée en deux veinules ; celle du mur perd peu à peu de sa puissance à l'approche du croiseur, et se réduit à une fente presque sans épaisseur appréciable ; la veinule du toit plonge au Nord sous un angle d'environ 80 degrés, à une douzaine de mètres du *Bosviel*. A l'approche du croiseur, la puissance du minerai augmente notablement, le sens de la plongée passe du Nord au Sud, et la veinule, puissante de $0^m,15$ à $0^m,25$, passe en courbe régulière au mur du *Bosviel ;* elle se continue dans le filon h. 3 à une quarantaine de mètres du point de croisement. Dans l'intérieur même du croiseur, on voit une zone presque aussi longue, coupant nettement le remplissage quartzeux du *Bosviel*, et contenant la même gangue et la même galène que la veine h. 5. De plus, l'angle obtus du croisement présente un brouillage dans les schistes, et toutes les fissures sont remplies de minerai. Au toit du croiseur, la salbande d'argile broyée, presque noire, ne contient pas une seule mouche de minerai.

J'ai déjà signalé précédemment pour le troisième croiseur un exemple encore plus curieux de réouverture ; les deux veinules du *Chat* (*fig.* 6), à peine exploitables, ont conduit au toit du *troisième croiseur*, dans lequel le minerai (à la teneur de 500 grammes) forme une zone continue de $0^m,05$ à $0^m,40$ de puissance, parfaitement séparée du remplissage quartzeux du croiseur. Cette zone a 45 mètres environ de longueur et une vingtaine de mètres en hauteur.

Au Nord des veines du *Chat*, on explore maintenant les veines des *Trois-Postes*, mieux minéralisées que les premières. Le minerai qu'elles contien-

nent passe également sans discontinuité dans le croiseur; là, dans les angles obtus du croisement des deux veines h. 5 par l'h. 3, les schistes sont broyés et les fissures remplies par le même minerai. Le mur du croiseur présente des salbandes d'argile noire, moins bien marquées que celles du toit au *Bosviel*, mais comme elles complétement stériles. Les veines h. 5 se retrouvent au mur, rejetées de 3 à 4 mètres sur la gauche, mais ce sont de simples veinules, presque sans épaisseur, à peine minéralisées, et on n'en a pas encore fait l'exploration.

Veines des Combes. — Pour terminer la description des veines du système h. 5, j'indiquerai en peu de mots le résultat des travaux qui ont été faits jusqu'à présent, au premier étage, dans le filon des *Combes* (*fig.* 9). En prolongeant au Sud le percement du Colombert, on a d'abord rencontré une veine A, dirigée h. 5, plongeant au Nord sous un angle d'environ 80 degrés, contenant seulement de la pyrite avec un peu de carbonate de chaux. On l'a explorée seulement sur quelques mètres de longueur à l'Est du percement. La même veine a été coupée, à une assez grande distance à l'Ouest, par une traverse au Sud, faite au toit du *quatrième croiseur*, et ensuite par une autre traverse au deuxième étage, également faite à l'Ouest du Colombert; de ce côté, elle présente une fente assez puissante ou plusieurs veinules bien minéralisées; le remplissage est toujours le carbonate de chaux accompagné de pyrites, ou le sulfate de baryte. La continuité de cette veine est ainsi bien assurée. Sa direction s'éloigne peu de l'h. 5.

A quelques mètres au Sud, le percement du Colombert a rencontré la veine principale B, réunion de plusieurs veinules très-rapprochées, contenant du carbonate de chaux cristallisé et de la galène grenue, dont la teneur en argent dépasse 500 grammes aux 100 kil. de plomb. La direction de cette veine est à peu près h. 5 sur plus de 40 mètres de longueur, tant à l'Ouest qu'à l'Est du percement. Vers l'Ouest, la veine se divise en deux autres, dont la direction se rapproche un peu de l'h. 4 : l'une d'elles est presque verticale, et sa puissance va en diminuant progressivement jusqu'au croiseur D, h. 10 à 11, au delà duquel on n'a fait encore aucune exploration (1862). La seconde veine se sépare de la première seulement à quelques mètres au-dessus du premier étage et s'éloigne beaucoup plus de la verticale : c'est la *veine couchée*, très-riche en minerai, contenant également de la galène et du carbonate de chaux. Elle diminue de richesse auprès du croiseur D, et on ne l'a pas encore recherchée au toit de ce croiseur. La teneur en argent de la galène, dans la veine verticale et dans la veine inclinée, varie entre 500 et 600 grammes.

La veine EF, dans laquelle l'exploration est maintenant poussée vers l'Ouest, a été rencontrée par la traverse Sud faite au toit du *quatrième croiseur*, et ensuite par une traverse Nord poussée dans le croiseur D. Le rejet par ce

croiseur est très-faible, de quelques décimètres sur la droite. Le croiseur h. 11 ne contient pas de minerai; son remplissage est du quartz carié, mélangé avec des schistes broyés; il appartient évidemment au système h. 10 à 11. La veine EF est explorée maintenant sur plus de 100 mètres de longueur et sur une vingtaine de mètres en hauteur; vers l'Est, elle se rapproche de plus en plus de la veine A, elle se réunit avec cette veine auprès du percement : vers l'Ouest, la direction est presque intermédiaire entre l'h. 4 et l'h. 5; la plongée est toujours vers le Nord, et la veine semble devenir tout à fait verticale à mesure qu'on avance à l'Ouest.

La division en veinules est bien moins prononcée que dans la veine B; on suit sur toute la longueur explorée une veine principale, dont la puissance est de $0^{m},10$ à $0^{m},40$, accompagnée d'une ou de deux veinules qui se trouvent tantôt au toit, tantôt au mur. La veine principale présente seule quelques géodes tapissées de carbonate de chaux en beaux cristaux; la galène est grenue, très-brillante; sa teneur en argent varie entre 600 et 700 grammes. Vers l'Ouest, la veine principale contient un peu de sulfate de baryte rose, mais la galène n'est pas mélangée avec le sulfate de baryte aussi intimement qu'avec le carbonate de chaux.

A l'Est du percement, la veine B est divisée fréquemment en plusieurs veinules, assez bien minéralisées, mais fort irrégulières. On a suivi d'abord celle qui passe pour la plus importante et qui doit même être considérée comme la veine principale à cause des géodes qu'elle présente d'une manière à peu près continue; il est très-probable qu'une autre veine G existe plus au Sud, et des travaux sont commencés pour la rechercher. La veine B prend une direction voisine de l'h. 4 auprès du troisième croiseur et la conserve à l'Est; le croiseur a produit un rejet très-faible; il est difficile de voir dans quel sens a lieu le rejet. Le minerai est en assez grande abondance, se reliant sans discontinuité à celui de la veine B. La galerie de niveau, poussée en avancement dans la veine B à une centaine de mètres du percement, a dévié dans une des veinules L, qui s'est trouvée, peut-être momentanément, réduite à de simples fissures ne contenant plus de minerai. Par un bout de traverse au Nord, on a bientôt retrouvé une autre veine M très-riche en galène argentifère, et l'avancement à l'Est est repris.

Dans presque toute la longueur (environ 100 mètres) de cette partie BHL, on distingue la veine principale, accompagnée de veinules secondaires, nombreuses surtout près du *troisième croiseur* : la seule gangue est le carbonate de chaux cristallisé; la galène grenue ou cristalline est très-riche en argent, car les nombreux échantillons qui ont été soumis à l'essai ont donné de 500 à 700 grammes d'argent par 100 kil. de plomb : c'est seulement à une trentaine de mètres du point où la galerie L a été arrêtée que la veine princi-

pale cesse d'être visible, et c'est là certainement que les ouvriers l'ont quittée pour suivre une veinule du mur. La veine principale est un peu plus au Nord, et diffère notablement de celle qui a été suivie depuis le percement du Colombert; elle est tout aussi puissante, elle renferme de la galène de même richesse, mais la gangue principale est du sulfate de baryte rose, analogue à celle que renferme le filon à 200 mètres plus à l'Ouest.

Ces détails sur les veines *des Combes* donnent une idée certainement imparfaite de l'allure du filon; mais ils permettent de comprendre les difficultés que présente leur exploration : on n'est jamais certain de ne pas laisser de côté une veinule qui peut être très-riche en minerai, même lorsqu'on observe avec l'attention la plus grande toutes les indications que présentent les parois des galeries et des kasths. Il est indispensable de multiplier les traverses perpendiculaires à la direction du filon, et souvent de les pousser à une très-grande longueur au Nord et au Sud.

Croiseurs du système h. 4. — Le remplissage des veines h. 4 est un mélange de quartz et de schistes broyés, avec pyrites de fer altérées jusqu'à une grande profondeur au-dessous de la surface. Dans les nombreux croisements qui ont été rencontrés par les travaux, les matières de remplissage ne passent pas dans les fentes appartenant à des systèmes plus anciens : on ne les retrouve pas non plus dans les croiseurs plus récents. Le remplissage est donc contemporain des fentes elles-mêmes, ou bien il s'est fait peu de temps après l'ouverture des fentes. De plus, les veines h. 4 ont résisté à toutes les réouvertures, qui sont si nombreuses dans les veines du système h. 5.

Les croiseurs de ce système h. 4 ont donc (à Vialas seulement, car dans d'autres localités de la Lozère les faits observés sont bien différents) des caractères particuliers. Remplis au moment de leur formation, ils coupent nettement les filons h. 6 à 7 et h. 5, et sont coupés avec la même netteté par les croiseurs et par les fentes d'une époque plus récente. C'est là du reste la seule observation importante qu'il me paraisse utile d'ajouter à ce que j'ai dit précédemment sur ces filons stériles.

Croiseurs quartzeux h. 9. — J'ai déjà décrit les croisements les plus intéressants des veines h. 9, et j'ai donné des indications suffisantes sur leur allure générale; il me reste ici à présenter quelques considérations sur les époques auxquelles sont arrivées les diverses matières minérales que contiennent les deux grands *filons du Nord et du Sud,* et leurs diagonales en h. 9.

Le remplissage principal est le quartz blanc laiteux parfaitement pur, ou bien empâtant des fragments de schistes. Ce quartz ne pénètre dans aucun des croiseurs plus récents, pas même dans les veines h. 1 et h. 3, qui ont cependant présenté aux réouvertures postérieures des facilités remarquables. On trouve au contraire le quartz brisé dans les failles du système h. 11, mais

on ne peut en tirer aucune conclusion, si ce n'est que les failles h. 11 sont plus récentes que les filons h. 8 à 9. On doit admettre que le remplissage quartzeux est à peu près contemporain des fentes elles-mêmes, ou bien que le quartz est arrivé dans les grands filons du Nord et du Sud, et dans leurs diagonales, à une époque qui est comprise entre la production des fentes h. 8 à 9 et celle des filons h. 1.

Les filons quartzeux contiennent par places des matières minérales différentes, de la galène peu argentifère, mélangée de blende et de pyrite de fer, de la galène plus ou moins riche en argent et du sulfate de baryte; il importe d'examiner à quelles époques ces matières sont arrivées dans les filons. En plusieurs points, la galène pauvre, mélangée de blende et de pyrite, forme des veinules ou des veines qui coupent nettement le quartz, ou bien sont placées au toit ou au mur des veines quartzeuses; mais en d'autres points les mêmes sulfures sont disséminés sous forme de mouches dans le quartz lui-même. On doit donc admettre que toutes ces substances minérales sont arrivées à la même époque, le quartz et les sulfures métalliques étant fournis par des sources différentes.

La galène plus argentifère et le sulfate de baryte ne se trouvent qu'auprès des croisements des veines h. 5 et des veines h. 6 : ils constituent des veines plus ou moins puissantes dans le quartz ou à côté du quartz; on ne les voit jamais disséminés dans le quartz lui-même. De plus, la teneur en argent est la même pour les veines contenues dans l'intérieur des filons quartzeux et pour les veines h. 5, qui sont coupées par ces filons. Ces matières minérales ont évidemment rempli des réouvertures postérieures à la formation des fentes h. 8 à 9 et h. 0, et à leur remplissage par le quartz.

Pour déterminer les époques d'arrivée de ces matières, il faut se reporter à ce que j'ai dit précédemment pour les filons h. 5 et pour les filons h. 6 à 7. L'arrivée de la galène argentifère est certainement le fait le plus récent. Les arrivées à des époques différentes du quartz, du sulfate de baryte et de la galène argentifère s'observent dans d'autres points de la Lozère peut-être encore plus nettement qu'à Vialas. Je citerai notamment la mine de *Bluech* : là on exploite dans un grand filon quartzeux, h. 7 à 8, des veinules de galène à 500 gr. traversant le sulfate de baryte, qui lui-même forme des veines très-puissantes dans le quartz.

Filons appartenant aux systèmes h. 1 et h. 3. — Pour les filons croiseurs de ces deux systèmes h. 1 et h. 3, je n'ai que de très-courtes observations à présenter sur les matières de remplissage. Les âges relatifs des fentes sont clairement établis par un petit nombre de croisements qu'on a pu observer à la surface et dans les travaux. Les filons h. 3 sont les plus récents; le remplissage est au contraire à très-peu près le même dans les deux systèmes.

Dans tous les deux, on voit comme matière principale du quartz un peu carié, d'une assez grande dureté, coloré avec plus ou moins de régularité par du peroxyde de fer. Les salbandes d'argile presque noire ont une puissance variable, elles sont plus développées dans certaines parties des filons du système h. 3. Cette analogie me porte à penser que le remplissage s'est fait à peu près à la même époque dans les deux systèmes; il a eu lieu un certain temps après la formation des fentes h. 3, car on ne retrouve pas les matières qui le composent dans les croiseurs plus récents.

Les deux systèmes de croiseurs ont subi des réouvertures dont j'ai indiqué précédemment les caractères principaux : il est inutile de revenir sur ce sujet. Je constaterai seulement que pour ces réouvertures, comme pour la pénétration de la baryte et du minerai riche en argent, les deux systèmes de croiseurs présentent une analogie qui confirme encore l'opinion que je viens d'émettre, que leur remplissage s'est fait à la même époque.

Il me reste à énoncer les raisons qui me font penser que le remplissage a eu lieu seulement après la formation des fentes h. 3. Toutes les veines des deux systèmes présentent des salbandes, et celles-ci sont composées d'argile noire ou grise, provenant évidemment des schistes encaissants broyés et comprimés. Elles sont, au moins dans une grande partie des filons, nettement séparées du remplissage quartzeux ; elles n'ont pu être produites que par les mouvements de terrain, par le frottement des épontes l'une sur l'autre, au moment où les fractures ont eu lieu. Ces salbandes ne seraient pas restées en place si les fractures s'étaient ouvertes de suite à la largeur qu'ont maintenant les veines. Par conséquent la gangue quartzeuse et ferrugineuse est déjà venue remplir de premières réouvertures, postérieures à la formation des fentes ou fractures h. 3, antérieures à celles dans lesquelles ont pénétré le sulfate de baryte et le minerai riche en argent.

Dans les croiseurs du système h. 4 les schistes brisés sont mélangés irrégulièrement avec la gangue ferrugineuse; les salbandes ne sont pas nettes comme dans certaines parties des filons h. 3 et h. 1 : on ne peut donc pas avancer, pour l'heure 4 comme pour les deux derniers systèmes que je viens de considérer, que le remplissage est postérieur à la formation des fentes; il peut être contemporain.

Filons h. 6. — Les veines qui appartiennent à ce système sont trop peu connues au moment actuel pour que je puisse entreprendre de les décrire avec détails; leur direction et leur remplissage se rapprochent beaucoup de ceux des veines les plus anciennes, du système h. 6 à 7; la distinction entre les deux natures de filons n'a pu être établie que tout récemment, et en un seul point des travaux.

Le fait le plus saillant qui résulte de l'existence d'un système de veines

h. 6, remplies par du sulfate de baryte, et postérieures aux croiseurs h. 3, est l'indication de l'âge relatif du sulfate de baryte. Ces veines h. 6 ne présentant pas de salbandes, on peut admettre que le dépôt du sulfate de baryte et la formation des fentes sont des phénomènes contemporains. La direction h. 6 prend ainsi une importance considérable; c'est celle de l'arrivée du sulfate de baryte, qui a pénétré dans les réouvertures nombreuses que présentent presque tous les systèmes plus anciens, h. 3, h. 1, h. 8 à 9, h. 5, h. 6 à 7. Dans tous on voit le sulfate de baryte passer sans être coupé, et former des veines souvent très-puissantes. Le même fait a été observé dans différentes localités de la Lozère, et jusque dans le Gard pour les filons qui traversent les calcaires et les dolomies du trias, près de Notre-Dame-de-la-Garde.

L'âge du sulfate de baryte est ainsi déterminé d'une manière certaine, et l'époque de son arrivée est très-récente, ainsi que je le dirai bientôt en faisant la comparaison des filons de Vialas avec les systèmes géologiques qui ont marqué leur trace sur la surface du globe.

J'ai déjà signalé précédemment la présence du minerai riche en argent dans une veine h. 6, et la conséquence importante qu'on doit en tirer, que l'arrivée de la galène très-argentifère est postérieure au remplissage barytique.

CROISEURS DES SYSTÈMES H. 10 A 11. — Les veines de ce système sont, comme les précédentes, encore peu connues; leur étude présente cependant un grand intérêt, et il est à désirer que les travaux d'exploitation permettent de reconnaître si ces veines contiennent en réalité de la galène plus ou moins argentifère et du sulfate de baryte. Ainsi que je l'ai dit précédemment, les croiseurs remplis, dirigés sur l'h. 10 à 11, paraissent différer complétement des failles de la Picadière, bien que les directions des deux systèmes soient à peu près identiques. Dans l'état actuel des travaux faits dans la mine on peut seulement affirmer que les croiseurs h. 10 à 11 sont plus récents que les filons h. 3, et que leur remplissage est à peu près contemporain de la formation des fractures. Peut-être doivent-ils être placés entre les filons h. 3 et les filons h. 6.

Je n'ai rien à dire ici au sujet des fentes Nord-Sud, et des glissements de terrain, qui représentent certainement les fractures les plus modernes à Vialas.

§ 5. *Comparaison des filons avec les systèmes de montagnes.*

Les filons observés à Vialas se retrouvent avec leurs caractères principaux dans tout le terrain schisteux qui entoure le massif granitique de la Lozère. On reconnaît encore les mêmes directions dans les failles du terrain houiller de la Grand-Combe, de Trelys, de Bességes, etc. Les filons anciennement exploi-

tés dans le trias, auprès de Notre-Dame-de-la-Garde (Gard), offrent encore la plus grande analogie avec ceux de Vialas. Il est par conséquent impossible de restreindre à une localité particulière les faits dont j'ai rendu compte dans les premiers paragraphes; ils se rattachent évidemment aux grands phénomènes géologiques. Dans le but de vérifier cette relation j'ai calculé les directions rapportées à Vialas (latitude 44° 19′ 30″, longitude 1° 33′ 20″ à l'Est de Paris) des principaux systèmes de montagnes, admis actuellement par les géologues, et j'ai cherché à quels systèmes on pouvait rapporter les filons métallifères ou stériles de Vialas.

Dans la comparaison des filons aux systèmes de montagnes je laisse d'abord de côté les failles h. 11 et les filons dirigés sur l'h. 10 à 11, pour lesquels les travaux actuellement exécutés ne donnent pas de renseignements suffisants.

Les filons, croiseurs, etc., observés à Vialas, et considérés seulement au point de vue des fractures, se rangent dans l'ordre suivant :

1° Les filons	h. 6 à 7 (magnétique). Direction vraie..	E. 11° N.
2°	—	h. 5................................	E. 33° 30′ N.
3°	—	h. 4................................	N. 41° 30′ E.
4°	—	h. 8 à 9	O. 19 à 20° N.
5°	—	h. 1	S. 3° 30′ E.
6°	—	h. 3................................	N. 26° 30′ E.
7°	—	h. 6................................	E. 18° 30′ N.
8° Fentes.		N.-S................................	N. 18° 30′ O.

Ce tableau comprend toutes les fractures observées à Vialas à l'exception : 1° des glissements de terrain, dirigés à peu près de l'Est à l'Ouest avec plongée vers le Nord; 2° des failles h. 11, plongeant vers l'Ouest; 3° des filons h. 10 à 11, à peu près verticaux, et plongeant vers l'Ouest. Les glissements de terrain sont très-modernes. Les failles h. 11 coupent les filons h. 5, et sont antérieures à l'arrivée du minerai riche, mais ces renseignements ne suffisent pas pour déterminer leur âge véritable. Les filons h. 10 à 11 sont certainement postérieurs aux fractures h. 3.

Les matières minérales diverses ont pénétré dans les fentes aux époques suivantes:

1° Quartz et pyrites des filons h. 4, au moment de la formation des fentes h. 4, ou à une époque très-peu postérieure;

2° Galène pauvre, quartz et carbonate de chaux, dans quelques veinules h. 5, très-probablement à une époque antérieure aux fractures h. 8 à 9;

3° Quartz blanc laiteux des filons h. 8 à 9, avec pyrites, blende et galène pauvre en argent, au moment ou peu de temps après la formation des fractures h. 8 à 9;

4° Quartz ferrugineux des filons h. 1 et h. 3, quelque temps après la formation des fractures h. 3;

5° Sulfate de baryte, blanc, laiteux, cristallin, au moment de la formation des fractures h. 6, ou peu de temps après;

6° Galène à 150 gr. d'argent, carbonate de chaux blanc, opaque;

Galène à 250 gr. d'argent, quartz et carbonate de chaux, blanc, opaque;

Galène à 350 gr. d'argent, quartz à grains fins, carbonates de chaux et de fer;

Galène à 500 gr. d'argent, quartz et carbonate de chaux cristallin;

Galène à 700 gr. d'argent, carbonate de chaux cristallisé, baryte rose.

Ces minerais se sont répandus principalement dans les veines h. 5; ils ont pénétré dans les filons h. 6 à 7, dans les croiseurs h. 1 et h. 3. Pour les trois premiers l'arrivée dans les filons est postérieure à l'h. 3; pour les deux derniers elle se place entre la formation des fractures h. 6 et des fentes N.-S. magnétique.

Directions des principaux systèmes de montagnes, rapportées à Vialas.

Système de la Vendée	N. 18° 58′ 34″,50 O.
— Finistère	E. 14° 29′ 7″ N.
— Longmind	N. 27° 34′ 38″ E.
— Morbihan	O. 42° 37′ 57″ N.
— Westmoreland et Hundsruck	E. 33° 13′ 11″ N.
— Ballons	O. 12° 49′ 38″,7 N.
— Forez	N. 15° 51′ 15″ O.
— Nord de l'Angleterre	N. 0° 4′ 52″ O.
— Pays-Bas	E. 7° 30′ 51″,65 N.
— Rhin	N. 17° 34′ 41″,75 E.
— Thuringerwald	O. 35° 17′ 19″,30 N.
— Mont Seny	N. 35° 24′ 30″ E.
— Côte-d'Or	E. 43° 20′ 50″,66 N.
— Mont Viso	N. 25° 1′ 23″ O.
— Pyrénées	O. 17° 42′ 30″ N.
— Corse et Sardaigne	N. 4° 49′ 28″ O.
— Tatra	E. 7° 36′ 36″,50 N.
— Sancerrois	E. 31° 39′ 10″,50 N.
— Vercors	N. 6° 2′ 6″ E.
— Alpes occidentales	N. 25° 46′ 18″ E.
— Mont Sera	N. 40° 42′ 17″,30 O.
— Alpes principales	E. 17° 51′ 38″,67 N.
— Tenare	N. 18° 18′ 38″,23 O.

Les huit systèmes de fractures que j'ai signalées ci-dessus comme étant parfaitement classées, à Vialas, par les croisements observés, peuvent être rapportés aux systèmes de montagnes suivants :

						Différence des directions		
1°	Fractures	h. 6 à 7,	au système du	Finistère..........	3°	29′	7″,00
2°	—	h. 5	—	Westmoreland.....	»	16′	49″,00
3°	—	h. 4	—	Côte-d'Or.........	5°	9′	9″,34
4°	—	h. 8 à 9	—	Pyrénées..........	2°	»	»
5°	—	h. 1	—	Corse et Sardaigne.	1°	19′	28″,00
6°	—	h. 3	—	Alpes occidentales..	»	43′	42″,00
7°	—	h. 6	—	Alpes principales..	»	38′	21″,00
8°	—	N. S	—	Ténare............	»	11′	11″,00

Les filons h. 10 à 11 ne peuvent être rapportés qu'au système du mont Sera, ce qui les ferait considérer comme un peu plus anciens que les filons barytiques h. 6.

Pour les huit directions de fractures dont les âges relatifs sont parfaitement constatés, la comparaison aux systèmes de montagnes laisse bien peu à désirer. Il n'y a une différence un peu appréciable que pour deux d'entre eux, pour les filons h. 6 à 7, et pour les filons h. 4. La différence est même tout à fait négligeable pour le premier des deux, car les veines h. 6 à 7 ont été tellement dérangées par les croiseurs qu'on ne représente pas (à Vialas) leur direction par un nombre entier d'heures; ces veines ne sont d'ailleurs explorées que sur une faible longueur, et l'on ne peut assigner leur direction exacte à 3 ou 4 degrés près.

Pour les veines h. 4, comparées au système de la Côte-d'Or, la différence des directions est assez grande, et ne peut pas être expliquée par une observation insuffisante des veines; l'une d'entre elles au moins a été suivie sur une grande longueur, ce qui a permis de prendre sa direction avec une erreur inférieure à 5 degrés. Je ne chercherai pas à expliquer cette différence, qui en somme n'a rien d'extraordinaire dans un terrain aussi disloqué que le sont les schistes de Vialas. On devrait plutôt s'étonner de la coïncidence presque parfaite que présentent les directions des autres filons avec les systèmes de montagnes, et surtout de la concordance remarquable qui existe entre la nature des fractures et les systèmes de montagnes qui ont dû avoir la plus grande influence sur la dislocation des schistes de la Lozère.

Les fentes h. 5 sont nombreuses, mais elles n'ont été remplies que longtemps après leur formation; au moment où elles se sont produites elles sont restées à l'état de simples cassures, il n'y a même pas eu de frottement des parois. Elles se trouvent être rapportées, d'après la comparaison précédente, au système du Westmoreland, dont l'action principale s'est fait sentir à une distance assez grande de la Lozère.

Les filons h. 8 à 9 sont les plus importants comme puissance et comme con-

tinuité ; le système des Pyrénées, auquel je les rapporte, a dû en effet exercer une action très-grande sur toute la contrée.

Les filons h. 1 ont une importance bien moindre que les précédents; le système de Corse et de Sardaigne est en effet plus éloigné, et n'a pas pu exercer des effets aussi marqués que le système des Pyrénées.

Les filons h. 3 sont, après les filons quartzeux, ceux qui ont le plus de continuité; ils sont très-nombreux et très-rapprochés ; ils se rapportent au système des Alpes occidentales, qui a produit, à une distance relativement assez faible, des mouvements de terrain d'une grande importance.

Les filons h. 6, encore peu étudiés, ont assurément une grande importance, puisque leur direction répond à l'arrivée du sulfate de baryte, presque aussi abondant que le quartz de l'h. 8 à 9. Ces filons, les réouvertures et le remplissage barytique se rattachent au système des Alpes principales, dont le prolongement passe à une distance assez faible de la Lozère.

Enfin les fentes Nord-Sud, très-nombreuses et non remplies, produisant de très-faibles rejets, s'expliquent très-bien par des oscillations du sol, transmises à longue distance, et par conséquent se rapportent sous tous les rapports au système du Ténare ou des volcans modernes.

Il me paraît difficile, d'après toutes ces considérations, de ne pas admettre comme suffisamment justifiés les rapprochements indiqués par le tableau de la page précédente. On en tire une conclusion très-importante relativement à l'arrivée des minerais argentifères; les sources minérales qui les ont amenés dans les filons sont contemporaines des dépôts des assises les plus élevées des terrains tertiaires : celles qui ont déposé les minerais les plus riches en argent sont même postérieures à tous ces terrains.

Il y a lieu d'être surpris de ne pas voir à Vialas des filons ou des failles se rapportant au système des Ballons, lequel est représenté dans la Lozère et même dans le terrain houiller du Gard. Peut-être faudrait-il attribuer au système des Ballons la formation primitive des fentes dirigées sur l'h. 8. Les grands filons quartzeux seraient alors le résultat de réouvertures et du remplissage, se rapportant au système des Pyrénées, et bien postérieurs aux fractures premières. J'espère éclaircir plus tard cette question théorique par l'examen plus attentif des croisements des filons h. 4 par les veines quartzeuses appartenant au système h. 8 à 9.

CHAPITRE II.

PRÉPARATION MÉCANIQUE ET TRAITEMENT MÉTALLURGIQUE.

Le complément indispensable de la description qui précède est l'énoncé de la richesse en plomb et en argent des filons mis en exploitation ; je ne peux

faire la comparaison des produits obtenus avec le nombre de mètres cubes abattus sans donner quelques indications sur le mode de préparation mécanique et de traitement métallurgique. Il est du reste inutile d'entrer à ce sujet dans de grands détails : on n'emploie pour préparer les minerais que des appareils parfaitement connus de tous les ingénieurs; quant au traitement métallurgique, je l'ai déjà décrit complétement dans un ouvrage spécial (*Principes généraux du traitement des minerais métalliques*, 2e vol.).

§ 1. *Préparation mécanique.*

L'abatage des minerais dans les divers chantiers d'exploitation (dans les *kasths*, comme on les nomme à Vialas) donne deux produits essentiellement différents, les morceaux et les menus : les morceaux un peu gros peuvent seuls être soumis dans la mine à un premier triage, qui élimine une faible partie des matières stériles. Les morceaux qui ne contiennent certainement pas de minerais restent comme remblai, et servent à élever progressivement le sol des gradins ; tous les menus doivent être roulés au jour.

Ces deux matières différentes, morceaux contenant ou pouvant contenir du minerai, et menus d'une richesse très-variable, sont amenées au deuxième étage, et conduites aux ateliers de cassage et triage : ceux-ci sont établis à l'entrée du percement, sur le versant Nord de la montagne du Bosviel. Les ateliers ont deux niveaux, distants d'environ 3 mètres : en haut est le cassage, en bas se trouve le triage.

Cassage. — Lavage. — Les morceaux sont couverts de boue ; il est impossible de distinguer ceux qui sont riches de ceux qui ne contiennent que des mouches de galène ; on doit les traiter tous de la même manière, bien qu'il y ait à cela un inconvénient très-grave, celui d'écraser une certaine quantité de morceaux assez riches pour être envoyés directement à la fonderie.

Les minerais sont cassés par des enfants, armés de marteaux légers à longs manches : la limite supérieure pour les dimensions des morceaux cassés est de 0^m,05, c'est-à-dire que les plus gros morceaux doivent pouvoir passer à travers un anneau de 0^m,05 de diamètre. La totalité des minerais, morceaux et menus, est alors jetée à la pelle sur des glissières à grilles, inclinées à 45°; les trous des grilles sont carrés; ils ont 0^m,025 de côté.

La plus grande partie des menus tombe par ces trous sur le sol de l'atelier de triage : on les enlève à la brouette pour les transporter au couloir spécial des menus A, établi sur le flanc de la montagne à proximité des ateliers. Les morceaux et le reste des menus tombent sur des grilles horizontales, placées au milieu des tables de triage, et surmontées de bacs en bois percés de petits trous, amenant l'eau nécessaire au lavage; les ouvertures des grilles ont en-

core $0^m,025$ de côté. Deux femmes, pour chaque table, sont chargées du lavage : armées de raclettes en fer, elles retournent les morceaux, sous l'eau qui tombe en pluie verticale, jusqu'à ce que toute la boue soit enlevée : elles forcent en même temps les morceaux suffisamment petits à traverser les trous de la grille.

Il ne reste sur les tables, pour le triage, que les morceaux dont les dimensions sont comprises entre $0^m,05$ et $0^m,025$. Les boues, les sables et les petits morceaux sont reçus sur des grilles inclinées, dont les trous sont beaucoup plus petits que ceux des grilles horizontales, on sépare ainsi une seconde partie des menus, qu'on transporte à la brouette au couloir A.

Sous les grilles inclinées sont de petits bassins dans lesquels s'arrêtent les sables; ceux-ci sont enlevés à la pelle et transportés encore au même couloir.

Enfin les matières les plus fines sont entraînées par l'eau dans des bassins de dépôt, dans lesquels restent des boues assez pauvres; l'eau s'écoule ensuite sur le flanc de la montagne, entraînant encore des matières fines; mais celles-ci sont tellement pauvres qu'on peut considérer la perte comme négligeable.

Les boues sont enlevées à des intervalles nécessairement irréguliers, et transportées à la brouette dans un couloir B voisin du premier, et réservé aux minerais en morceaux très-pauvres, dits minerais de bocard.

TRIAGE. — Les morceaux lavés qui restent sur les tables sont soumis au triage : les femmes sont exclusivement chargées de ce travail ; elles font les classes suivantes : 1° minerai riche; 2° minerai moyen n° 1 ; 3° minerai moyen n° 2 ; 4° minerai pauvre ou de bocard; 5° stérile.

Minerai riche. — Les morceaux riches provenant du triage, et ceux (en très-petite quantité) qu'on peut soustraire au cassage sont soumis à un scheidage. On les divise en deux qualités : le *massif,* dont la teneur réglementaire est de 50 p. 100 de plomb à l'essai par voie sèche, mais qui est ordinairement encore plus riche; le *minerai moyen n° 1* ; ce dernier est réuni à celui qui provient du triage. Les menus que donne le cassage sont envoyés à l'usine en même temps que le *massif :* comme cette qualité n'est pas abondante, on ne lui a pas réservé de couloir spécial; on la transporte par charrette jusqu'à la fonderie.

Minerai moyen n° 1. — On range dans cette classe les morceaux qui contiennent trop de gangue pour qu'on puisse les passer au scheidage, mais qui renferment la galène en veinules un peu puissantes, et tels qu'on puisse en retirer des grenailles très-riches par criblage, après un premier bocardage gros, les barreaux de la grille du bocard étant espacés de $0^m,025$.

Minerai moyen n° 2. — Ce minerai est analogue au précédent, mais un peu

moins riche, et principalement la galène est moins condensée, en sorte qu'il faut les bocarder avec une grille à barreaux plus rapprochés pour obtenir au criblage des grenailles suffisamment riches. Chacune de ces deux classes a son couloir particulier.

Minerai pauvre ou de bocard. — Cette catégorie comprend tous les morceaux qui contiennent de la galène trop disséminée pour qu'on puisse la bocarder à la grille : leur richesse est extrêmement variable : les uns contiennent seulement des mouches de galène, tandis que d'autres rendraient à l'essai plus de 20 p. 100 de plomb. Il est d'ailleurs impossible d'éviter que les femmes mettent dans cette classe un assez grand nombre de morceaux tout à fait stériles. Le seul moyen véritablement efficace de remédier à cette irrégularité est de soumettre tout le minerai de bocard à un scheidage, suivi d'un nouveau triage.

Cette opération n'a pas encore été appliquée par divers motifs : le principal a été la crainte de causer dans le travail des ouvriers une perturbation nuisible, par l'introduction d'un changement trop radical. On a préféré procéder par modifications successives. Au moment actuel le minerai de bocard est cassé par des gamins, avec des marteaux à manches très-courts, en morceaux dont les plus grandes dimensions ne dépassent pas $0^m,025$. Ces morceaux passent de nouveau au triage sur une table spéciale.

Le résultat obtenu est déjà très-favorable ; on parvient à séparer une quantité très-grande de stérile, et même à produire un peu de minerai moyen. Le travail donne en outre des menus qui sont portés au couloir A. Le minerai de bocard définitif est transporté au couloir B.

Stérile. — Les morceaux considérés d'abord comme stériles sont amenés sur des tables placées devant les fenêtres de l'atelier, et soumis à un second triage avant d'être jetés. Ce travail est fait par les femmes les plus habiles : il permet de retirer encore une certaine quantité de morceaux contenant des mouches de galène.

Après ce second triage, le stérile est jeté sur le flanc de la montagne, dont la forme profondément ravinée se prête heureusement à recevoir un cube énorme de déblais.

Les ateliers du triage ont été construits à une assez grande hauteur au-dessus du sol de l'usine ; la différence de niveau a permis de transporter très-économiquement les minerais jusqu'à la préparation mécanique proprement dite, établie à côté de l'usine.

Au-dessous des couloirs du triage se trouve un chemin de fer, qui se développe à pente très-douce sur le flanc de la montagne, et vient se terminer au-dessus de l'usine, à la tête de nouveaux couloirs correspondant aux premiers. Au pied des couloirs de l'usine, des lignes de chemins de fer permettent de

faire arriver les wagons au-dessus des différents ateliers. Bien qu'il y ait pour toutes les matières deux chargements et deux déchargements des wagons, les manœuvres se font avec simplicité et avec économie.

PRÉPARATION MÉCANIQUE. — Les minerais arrivant du triage aux ateliers de préparation mécanique, sont divisés en cinq classes : 1° *massif*, 2°, 3° *minerai moyen n° 1 et n° 2*, 4° minerai de bocard, 5° menus des mines. Ces minerais sont soumis à des élaborations différentes, en partie dans des ateliers séparés, en partie dans les mêmes ateliers, car la configuration du terrain n'a pas permis de donner aux constructions la disposition et le développement qui auraient été nécessaires.

MINERAI MASSIF. — Les morceaux de minerai qui sont suffisamment riches pour être fondus sans préparation, sont réduits en sable fin sous les pilons d'un bocard à sec. Les matières écrasées glissent sur des tôles inclinées, percées de trous de $0^m,0025$ de diamètre; les gros grains sont remontés à la pelle sous les pilons. Les minerais envoyés au magasin des schlichs sont ainsi un mélange de poussière fine et de sables, dont les plus gros grains ont $0^m,0025$ de diamètre.

MINERAI MOYEN N° 1. — Les morceaux du minerai moyen n° 1 sont d'abord bocardés à l'eau; la grille placée devant les pilons se compose de barreaux verticaux, espacés de $0^m,025$; le courant d'eau est assez fort pour faire passer à travers la grille tous les grains qui sont amenés à la dimension convenable, sans les laisser séjourner sous les pilons. Les matières entraînées par l'eau tombent en avant du bocard dans une série de bassins de débourbage, dans lesquels un ouvrier, travaillant à la pelle, retire les grenailles et les sables en mettant les matières fines en suspension.

Ces dernières sont recueillies dans deux séries de petits et de grands bassins; ceux-ci sont vidés seulement une fois par an; les premiers, dans l'atelier des tables à secousses, sont vidés plus fréquemment. Ce premier bocardage donne quatre produits : 1° les gros sables et les grenailles; 2° les sables fins du débourbage; 3° les sables plus fins des petits bassins; 4° les matières fines ou bourbes.

Matières fines ou bourbes. — Les bourbes retirées des bassins de dépôt sont ordinairement très-riches : on les sèche partiellement à l'air ou près des fours de grillage, et on les transporte au magasin des schlichs. On ne cherche pas à les enrichir.

Sables fins. — Les sables retirés du second compartiment de débourbage sont traités au caisson allemand, et donnent, après un travail très-simple, du schlich fort riche, dont la teneur en argent est aussi élevée que celle du massif.

Sables très-fins. — Ces sables sont retirés des petits bassins, et enrichis sur les tables à secousses; ils donnent du schlich-sable très-riche.

Grenailles et gros sables. — Les grains les plus gros, enlevés à la pelle de la première caisse de débourbage, sont chargés par une trémie dans un petit trommel incliné; la surface du trommel est formée par des tôles percées de trous circulaires, dont les diamètres vont en augmentant du haut vers le bas de l'appareil; ces diamètres sont de : $0^m,002$, $0^m,005$, $0^m,010$, $0^m,015$, $0^m,020$. Le passage dans le trommel divise les grains en six grosseurs différentes :

Les sables les plus fins sont enrichis au caisson allemand;

Les cinq autres classes sont passées séparément sur des cribles à pistons.

Chaque crible donne : 1° du massif qui est porté au bocard à sec; 2° du minerai moyen qui est destiné à être bocardé de nouveau (il est reçu dans des cases disposées en arrière du bocard); 3° du minerai pauvre ou de bocard, qui va rejoindre le minerai de même nature provenant du triage; 4° des matières fines qui traversent les grilles; on les retire de temps en temps lorsqu'on s'aperçoit d'une irrégularité dans les mouvements de l'eau; elles sont généralement assez riches pour être fondues; dans le cas contraire on les traite au caisson allemand.

Les plus grosses grenailles de minerai moyen, données par le criblage, sont bocardées avec la même grille qui sert pour le minerai moyen n° 2 venant du triage; les autres sont réunies aux grenailles de même grosseur et de qualité correspondante, fournies par le travail du minerai moyen n° 2.

MINERAI MOYEN N° 2. — Ce minerai est traité comme le premier; la seule différence est dans l'écartement des barreaux de la grille placée devant les pilons du bocard; leur distance est seulement de $0^m,01$.

Le bocardage donne des produits analogues à ceux que je viens d'énumérer pour le n° 1. Les matières fines sont reçues dans les mêmes bassins de dépôt; les sables fins sont enrichis sur le caisson allemand; les sables très-fins sont traités sur les tables à secousses; les gros sables et les grenailles, classés par le trommel, sont passés sur les cribles à piston. Le criblage produit encore du massif, du minerai moyen et du minerai de bocard. Ce dernier va rejoindre le minerai pauvre provenant du triage; les grenailles (minerai moyen) sont réunies à celles de même grosseur que donne le travail du minerai moyen n° 1.

Grenailles minerai moyen. — Les grenailles sont traitées de la même manière, par bocardage et criblage : on a soin seulement de faire varier les dimensions des ouvertures de la grille suivant la grosseur des grenailles. Les grilles les plus fines sont à fils croisés à angle droit, laissant des trous de moins de $0^m,002$.

En procédant ainsi par bocardages successifs, on arrive à obtenir, à l'état

de sables et de grenailles d'une grande richesse, la majeure partie de la galène contenue dans les deux qualités de minerai moyen. On ne produit qu'une proportion relativement très-faible de matières fines ; et comme celles-ci ne sont pas lavées, la perte en plomb et en argent se trouve réduite à celle qui est faite ultérieurement dans le travail des grenailles pauvres, qui sont élaborées avec le minerai de bocard, envoyé du triage.

On a cherché à diminuer cette perte en séparant sur les cribles la partie supérieure de chaque lavée, considérée comme stérile ; mais on a bientôt renoncé à ce mode de travail. La partie supérieure de la lavée contient toujours une certaine quantité de grains tenant des mouches de galène, alors même que le piston a fonctionné pendant un temps très-long ; avec les grenailles minerai moyen, il est impossible de faire du *stérile* sur les cribles.

MENUS DES MINES. — Les menus sont extrêmement irréguliers comme richesse et comme composition : ils contiennent une forte proportion de boues, de matières fines et de sables ; les morceaux de toute forme devraient avoir tout au plus $0^m,025$ de côté, puisque dans les ateliers de triage les menus ont passé à travers des grilles, dont les ouvertures ont cette dimension : cependant, à leur arrivée à la préparation mécanique, les menus se trouvent contenir de nombreux morceaux de dimensions beaucoup plus grandes.

Débourbage et classement. — La première opération à laquelle on soumet les menus a pour but la séparation des matières les plus fines, et le classement par ordre de grosseurs des sables et des grenailles. L'appareil employé est assez compliqué ; il comprend :

A l'étage supérieur : 1° un trommel débourbeur, de forme conique, en orte tôle, suivi d'une roue cylindrique d'un diamètre plus grand, dont la jante est en toile métallique ; les ouvertures ont $0^m,001$ de côté ; 2° un grand trommel incliné, dont la surface est en tôle percée de trous circulaires ; les diamètres des trous vont en augmentant depuis le haut jusqu'en bas du trommel, de $0^m,002$ à $0^m,025$. Au-dessous de ce trommel de classement sont les cases destinées à recueillir les grenailles de grosseurs différentes.

A l'étage inférieur un petit appareil de débourbage, placé verticalement contre le mur de l'atelier, et suivi de deux caisses horizontales de débourbage.

A la suite de ces caisses, et en dehors de l'atelier, se trouvent les bassins de dépôt pour les sables très-fins et les schlamms. Les mêmes bassins reçoivent les matières fines qui s'échappent des caissons allemands.

Les menus sont jetés à la pelle, et par une trémie, dans le trommel débourbeur, dans lequel on fait arriver en même temps un courant d'eau, plus ou moins rapide suivant la nature plus ou moins boueuse des menus. La plus grande partie des boues et des sables fins passe par la jante de la roue cylin-

drique; mais une certaine partie se rend avec les grenailles dans le trommel classeur; on est obligé d'amener dans ce trommel une nouvelle quantité d'eau, et de réunir les matières fines qui sortent du premier compartiment avec celles qui passent par la jante de la roue de débourbage.

Le trommel donne cinq classes de grenailles, qui traversent les trous des tôles, et une sixième classe comprenant tous les morceaux plus gros, qui ne peuvent passer dans les trous de 0m,025.

Sables fins et schlamms. — Toutes les matières fines, comprenant les schlamms et les sables dont les grains ont pu traverser les trous de 0m,002 de diamètre, tombent dans l'appareil vertical; le débourbage est produit principalement par un courant d'eau, dont on règle la quantité de telle manière que les schlamms seuls soient entraînés.

Les schlamms se rendent de suite dans les bassins de dépôt.

Les sables tombent dans les caisses de débourbage, et sont retirés à la pelle; le travail de l'ouvrier met encore en suspension la petite quantité de schlamms que les sables ont retenus; ces schlamms vont rejoindre les premiers dans les bassins de dépôt.

On obtient ainsi deux qualités de sables gros, et plusieurs classes de sables fins qui restent dans les bassins successifs.

Les deux premières qualités de sables sont traitées au caisson allemand; elles donnent du schlich très-riche, mais après un nombre d'opérations très-variable avec la richesse des menus; le travail est toujours beaucoup plus pénible que celui des sables provenant du bocardage des minerais moyens.

Les sables très-fins et les schlamms, retirés des bassins, sont travaillés séparément sur les tables à secousses. La richesse des schlichs obtenus est variable; on pousse l'enrichissement d'autant moins loin que les matières traitées sont plus fines; malgré cette précaution les schlichs donnés par les schlamms ont une teneur en argent (rapportée à 100 kilog. de plomb) notablement inférieure à celle des schlichs provenant des sables fins.

Pendant le travail sur les tables, l'eau entraîne une certaine quantité de matières fines; les unes sont très-pauvres et sont perdues; les autres, un peu plus riches, sont recueillies dans des bassins de dépôt, et les boues qui en sont retirées sont de nouveau traitées sur les tables à secousses; elles donnent des schlichs relativement assez pauvres en argent.

Grenailles. — Les six classes de grenailles sont traitées sur douze cribles anglais, manœuvrés par des femmes. L'emploi de ce genre de cribles ne provient pas de leur supériorité sur les cribles à piston; il n'y aurait pas eu possibilité d'établir ces derniers en raison de la disposition des ateliers,

Le criblage des grenailles les plus fines ne présente pas une grande difficulté; il n'en est pas de même pour les grosses grenailles, qui offrent la plus

grande irrégularité pour la forme des grains; la séparation à peu près exacte des grains d'après leur richesse est tout à fait impossible; de là est résulté que le point capital du criblage, le seul auquel on attache une grande importance, est la séparation du stérile. Chaque crible donne trois produits :

1° Le stérile, qui est jeté seulement après vérification du surveillant, et qui est soumis (pour les quatre classes des plus grosses grenailles) à un triage fait sur place par les cribleuses;

2° Du minerai pauvre, qui est réuni avec le minerai de bocard, produit par les ateliers de triage;

3° Du massif ou du minerai moyen.

Les trois classes de fines grenailles donnent assez facilement du massif; sa richesse est assez variable, mais ordinairement les grains qui restent sur les grilles sont assez riches pour être fondus. Pour les plus fines grenailles on peut même obtenir en outre du minerai moyen, qui rentre dans le traitement des minerais riches. Au contraire, pour les trois classes de grosses grenailles on n'obtient pas régulièrement du massif; les grenailles pauvres retiennent encore beaucoup de morceaux stériles. On soumet séparément ces deux qualités à un triage sur des tables. C'est seulement à la suite de ce triage qu'on obtient les trois qualités : massif, minerai moyen, minerai de bocard, avec élimination presque parfaite du stérile.

Les caisses des cribles sont vidées de temps en temps; on en retire des matières fines d'une richesse variable; quelquefois on peut les fondre directement, d'autres fois il faut les ramener au débourbage des menus ou à celui des minerais moyens.

Minerais de bocard. — On réunit dans le même traitement toutes les matières pauvres, minerai du triage, grenailles sortant des cribles, etc. On les réduit en sable fin par bocardage à mort. Les matières fines entraînées par l'eau passent d'abord dans une série de petits bassins, dans lesquels se déposent les sables, et ensuite dans une série de grands bassins, très-longs et très-profonds. On obtient ainsi une classification suffisante pour les matières fines.

On traite séparément sur les tables à secousses les sables et les schlamms déposés dans les bassins successifs, en ayant soin, comme dans le travail des minerais moyens, d'enrichir beaucoup moins les schlichs provenant des schlamms que les schlichs donnés par les sables.

Dans cet exposé rapide de la préparation mécanique de Vialas, j'ai considéré seulement les points principaux; les opérations sont rendues quelquefois un peu plus complexes par la présence du sulfate de baryte ou de la pyrite de fer, que certains chantiers fournissent par moments en assez gran-

des quantités. Les détails que j'ai donnés suffisent pour faire comprendre la marche générale, et c'est là le seul but que je me suis proposé.

La cause de perte en plomb, et surtout en argent, qui a le plus d'importance est l'entraînement des matières les plus fines par l'eau à la suite du bocardage à mort, et pendant le travail sur les tables à secousses. Les parties les plus argentifères du minerai paraissent être les plus friables; dans les essais des produits divers, la teneur du plomb en argent est d'autant plus faible que les matières dont ces produits proviennent ont une ténuité plus grande.

Cette observation a été faite dans tous les ateliers où l'on traite de la galène fortement argentifère, alors même que la roche encaissante des filons et les gangues terreuses ne contiennent pas trace d'argent.

C'est en partant de cette observation qu'on a été conduit à Vialas à adopter le mode de préparation mécanique que je viens de décrire, et à le modifier progressivement, mais toujours dans le même sens.

Le but qu'on cherche à atteindre par les modifications successives est de diminuer de plus en plus la perte en argent, en réduisant autant que possible la proportion des schlamms, et en évitant de passer au bocardage à mort des morceaux tout à fait stériles en même temps que les matières pauvres. La limite à laquelle il convient de s'arrêter dans cette voie ne peut être trouvée qu'à la suite de longs tâtonnements : on sait bien, en effet, quel accroissement de dépense en main-d'œuvre résulte des soins plus grands apportés au triage, à l'élimination du stérile dans les criblages, etc.; mais il est impossible de connaître la teneur réelle des minerais sortant de la mine, et par suite d'évaluer, même approximativement, la diminution obtenue dans la perte d'argent. On ne peut se rendre compte du résultat produit par une modification apportée au travail qu'en comparant les teneurs en argent des grenailles et des schlichs divers, résultant de la préparation d'une grande quantité de minerais.

D'après l'expérience acquise à Vialas, la limite dont je viens de parler n'est pas encore atteinte : on peut diminuer un peu les pertes en apportant plus de soins encore au classement des minerais pauvres.

§ 2. *Production de la mine de Vialas.*

Je prends comme exemple la production de la mine et des ateliers de triage et de préparation mécanique pendant la campagne annuelle, terminée en juillet 1862. Les travaux dans la mine et au triage sont en activité pendant toute l'année; mais les ouvriers ayant presque tous quelque lopin de terre, ou des vers à soie, il y a, pendant l'été, un ralentissement très-notable.

A la préparation mécanique les appareils sont mis en mouvement par l'eau, on doit arrêter le travail pendant les fortes gelées de l'hiver et pendant les trois ou quatre mois de l'été.

Pendant la campagne annuelle 1861-62, la mine a livré au triage :

5,532 mètres cubes de minerai de toute nature (mesuré d'après la contenance des wagons) provenant de 7,297 mètres cubes de roche en place abattue dans les filons, ou dans les recherches productives. Dans la même campagne, les travaux de recherche, dans les parties entièrement stériles, ont produit l'abatage de 1,806 mètres cubes en place. Je laisse d'abord de côté la roche stérile provenant des recherches, afin d'apprécier avec une plus grande approximation la richesse des veines métallifères.

Pour comparer le nombre de mètres cubes amenés au triage avec le vide réel produit par l'exploitation, il faut tenir compte du foisonnement : il est impossible de poser à cet égard des chiffres exacts, je ne peux donner qu'une évaluation approchée.

Les 5,532 mètres cubes en wagons, amenés au triage, représentent environ 3,635 mètres cubes en place : on a donc laissé dans la mine pour les remblais 3,662 mètres cubes de la roche abattue, c'est-à-dire à très-peu près la moitié du vide total produit par l'exploitation.

On a obtenu au triage :

	mètres cubes.
Stérile	2,218
Minerai de bocard	776
Moyen n° 1	8
Moyen n° 2	187
Menus	2,348
Massif	15
	5,552

Les ateliers de préparation mécanique ont été en activité pendant sept mois et demi : ils ont donné les produits suivants :

	kil.	Soit p. 100 de produits.
Minerai riche, du triage	76,440	9,00
Grosses grenailles des cribles	30,930	17,00
Moyennes grenailles	56,110	
Fines grenailles	55,240	
Schlichs des caissons	183,430	22,00
Schlichs, sables, minerais moyens	51,200	6,00
Schlichs fins et bourbes moyennes	15,840	1,85
Schlichs, sables, minerais pauvres	146,300	17,50
Schlichs schlamms pauvres	207,140	24,65
Schlichs pyriteux	16,300	2,00
TOTAL	838,930	100,00

Le rendement moyen à l'essai du mélange de tous ces produits est de 42 p. 100 de plomb à 480 grammes d'argent aux 100 kilog.

D'après les essais les produits de la préparation mécanique contiennent donc :

	kil.
Plomb...............	352,360
Argent...............	1,689

Il en résulte que le mètre cube de roche productive abattue contient, ou plutôt rend dans les minerais préparés pour la fusion, 48 kilogrammes de plomb et 231 grammes d'argent. Ces nombres ne donnent pas une idée exacte de la richesse des filons exploités, car on est obligé d'abattre la roche sur une largeur beaucoup plus grande que celle des veines métalliques, afin de ne pas laisser de côté les veines latérales et les veinules. On obtient une approximation plus grande en comparant le plomb et l'argent, contenus (d'après les essais) dans les produits de la préparation mécanique, avec les matières diverses sorties de la mine, amenées au triage. On peut admettre, en effet, que les morceaux stériles, qui sont laissés dans la mine comme remblais, représentent à peu près la roche encaissante abattue.

Les 5,532 mètres cubes sortis en wagons répondent à 3,635 mètres cubes de roche en place; d'après cela le mètre cube donne dans les produits préparés : 97 kilogrammes de plomb et 465 grammes d'argent. En comptant le plomb à 45 francs les 100 kilogrammes et l'argent à 222 francs le kilogramme, on arrive à la valeur approximative de 145 francs pour le mètre cube en place dans les veines métalliques, tandis que la valeur retirée à la préparation mécanique du mètre cube réellement abattu est moitié moindre.

Il est important de faire encore une autre comparaison.

Les travaux de recherche et d'aménagement qui ont été faits pendant la dernière campagne n'ont pas eu un développement exceptionnel : je crois même que pour assurer une production à peu près régulière il conviendrait de les pousser encore avec plus d'activité. On serait donc conduit à une appréciation très-erronée de la richesse de la mine si l'on comparait seulement la valeur contenue dans les produits avec le nombre de mètres cubes abattus dans les filons eux-mêmes. Il faut rapporter la valeur des produits au nombre total des mètres cubes abattus dans les filons, dans les galeries à travers bancs, etc.

Dans la campagne 1861-62, on a abattu 9,103 mètres cubes de roche en place; le mètre cube a donc fourni dans les produits préparés pour la fusion 38 kilogrammes de plomb et 185 grammes d'argent, soit une valeur d'environ 58 francs.

On comprend aisément, d'après ces nombres, combien il faut attacher

d'importance à limiter les pertes de galène argentifère dans l'exploitation et dans les opérations du triage et de la préparation mécanique.

Rendement a l'essai des produits. — Pour mettre en évidence les principales causes de pertes contre lesquelles on doit lutter dans la préparation de minerais aussi pauvres en plomb, je vais donner les résultats des essais des produits divers. Je cite seulement la moyenne des nombres obtenus dans les essais hebdomadaires :

	Plomb.		Argent aux 100 kil. de plomb.
Minerai massif, ou fin sec...........	53	p. 100	545 gr.
Grosses et moyennes grenailles........	56	—	501
Fines grenailles....................	65	—	496
Schlichs du caisson.................	57	—	477
Schlichs, sables, minerais moyens....	53	—	471
Schlichs fins (provenant des menus) ..	33	—	480
Schlichs sables, minerais pauvres.....	37	—	445
Schlichs schlamms, minerais pauvres.	33	—	409
Schlichs pyriteux..................	19	—	421
Bourbes...........................	23	—	422

Les minerais sont trop irréguliers pour que ces nombres puissent être considérés comme se correspondant les uns aux autres; cependant ils permettent de tirer quelques conclusions importantes.

Les grenailles ont une teneur en argent un peu moins élevée que celle du minerai massif qui n'a subi aucune élaboration à l'eau; les schlichs du caisson et les schlichs qui proviennent du lavage des sables des minerais moyens sont également assez riches en argent; il y a donc peu de perte d'argent dans la préparation des grenailles ou des sables qui ne proviennent pas d'un bocardage prolongé. La même observation s'applique aux schlichs produits par le travail aux tables à secousses des sables fins retirés des menus des mines : il est vrai que, pour ce dernier, on a soin de ne pas pousser très-loin l'enrichissement en plomb.

Au contraire, les schlichs qui proviennent des minerais pauvres ont une teneur en argent notablement inférieure, et cependant ils ne rendent à l'essai que 33 et 37 pour 100 de plomb; leur teneur en argent devient encore beaucoup plus faible lorsqu'on enrichit jusqu'à 45 ou 46 pour 100 de plomb. La cause principale de perte d'argent est donc bien certainement le bocardage à mort des minerais pauvres.

§ 3. *Traitement métallurgique.*

Les divers produits du triage et de la préparation mécanique sont traités avec les fumées, les bourbes, les débris de fourneaux et les matières plom-

beuses de toute nature qui proviennent des opérations de l'année précédente.

Ces matières diverses sont pesées et essayées avant d'être mises en dépôt dans des magasins spéciaux. On sait approximativement, d'après la production des dernières années, et d'après l'apparence des filons dans les chantiers mis en exploitation, dans quelle proportion seront obtenus le minerai massif, les grenailles, les schlichs de différentes qualités. L'ingénieur peut donc calculer la composition des lits de fusion avant la mise en feu des fourneaux de l'usine, et conserver cette composition à très-peu près constante pendant toute la durée du travail métallurgique. C'est là un point très-important pour la bonne marche des fours et pour la régularité du travail : la constance de composition des matières traitées permet de payer à *prix faits* la plupart des ouvriers, et de régler à tant par tonne le grillage et la fonte aux fours à manche.

Le traitement métallurgique comprend les opérations suivantes :

1° Grillage au four à réverbère, agglomération des minerais grillés;

2° Fonte au four à manche des minerais grillés, associés avec des scories, des fonds de coupelles, des litharges sales en morceaux, etc.;

3° Coupellation au grand four allemand du plomb d'œuvre produit par la seconde opération;

4° Raffinage de l'argent brut, par fusion dans des creusets de plombagine;

5° Préparation pour la vente des litharges jaunes et rouges;

6° Traitement des abzugs.

Première opération. — Grillage. — Agglomération. — Les minerais riches, les grenailles de diverses grosseurs sont pulvérisés sous les pilons du bocard à sec, avant d'être envoyés au magasin des schlichs. Dans ce magasin même on prépare les *mélanges*, pesant chacun environ 40 tonnes, des minerais riches, des grenailles, des schlichs divers, des bourbes, des fumées, des matières plombeuses pulvérulentes, dans les proportions qu'indique l'ingénieur. Les matières bien mélangées sont transportées aux fours de grillage.

Il y a dans l'usine trois fours à une seule sole; ils ont été construits à des époques différentes, sur le même plan, mais avec des dimensions inégales : les plus grands ont donné les résultats les plus favorables; ils peuvent recevoir des charges de 1,100 kilogrammes.

L'opération est divisée en deux périodes, le grillage et l'agglomération.

Grillage. — La charge est étendue sur la sole en couches régulières, d'une assez faible épaisseur : on la laisse s'échauffer très-lentement pendant plusieurs heures, et l'on ne commence à la travailler au râble et à la spadelle que lorsqu'elle est portée dans toutes ses parties à une température voisine du rouge sombre. A partir de ce moment, les ouvriers doivent travailler

presque constamment, de manière à régulariser l'élévation de la température et l'oxydation. La période de grillage dure environ douze heures : lorsqu'elle est terminée, les matières sont oxydées à très-peu près complétement; elles commencent à s'agglomérer auprès du pont.

Agglomération. — Dans cette seconde période, les ouvriers poussent le feu avec un peu plus d'activité; ils amènent successivement toutes les parties de la charge auprès du pont, et font sortir par la porte de travail la plus rapprochée de la chauffe, les minerais grillés qui ont été amenés à l'état pâteux. Il faut environ quatre heures pour agglomérer une charge de 1,100 kilos et pour la retirer du four; en sorte que l'opération entière dure seize heures.

Les minerais grillés, refroidis en partie avec de l'eau, sont examinés et reçus par le contre-maître, pesés et transportés au magasin. Ils ne doivent plus contenir de sulfure visible à l'œil; ils doivent supporter les transports et le cassage au marteau sans donner de poussière, et cependant ils n'ont subi en aucun point une véritable fusion. Cette préparation peut être faite assez convenablement à Vialas en raison de la diversité des gangues; avec des gangues exclusivement quartzeuses, il serait impossible d'éviter la fusion partielle.

Les deux points principaux de l'opération sont : 1° l'oxydation assez complète pour qu'il ne se produise pas de mattes dans le traitement au four à manche; 2° l'agglomération poussée à un degré tel qu'il y ait décomposition de la majeure partie des sulfates, qui se forment pendant la première période de grillage; la température ménagée de telle manière que, après cassage, on puisse livrer au four à manche les minerais grillés en morceaux à peu près d'égale grosseur, et tous parfaitement poreux.

Il y a dans le grillage une perte très-faible de plomb et d'argent; elle est due principalement à l'entraînement des matières fines par les gaz pendant le chargement et pendant les premiers râblages. Les matières entraînées se déposent à peu près en totalité dans les chambres de condensation.

SECONDE OPÉRATION. — FONTE AU FOUR A MANCHE. — Les fours à manche sont très-peu élevés; ils n'ont que $1^{m},60$ de hauteur à la poitrine, mais ils sont assez profonds. Le vent est lancé dans chacun d'eux par une seule tuyère, à une pression presque constante, comprise ordinairement entre $0^{m},025$ et $0^{m},030$ de mercure. Les avant-creusets sont assez grands, car ils s'avancent à $0^{m},25$ de la poitrine; les scories coulent par-dessus la brasque des avant-creusets à peu près constamment pendant toute la durée des campagnes.

Les lits de fusion sont préparés sur le sol même de l'atelier, à proximité des fours; leur composition presque constante est la suivante :

Minerais grillés en morceaux de la grosseur d'un œuf......	100
Scories contenant des grenailles, ou riches par suite des dérangements, en morceaux de grosseurs variables, plus petits que le poing..	50
Débris de fours, fonds de coupelle, litharges sales, également cassés en morceaux plus petits que le poing................	10
Minerai de fer quartzeux, grillé, cassé en petits morceaux.....	4
Sulfate de baryte, en morceaux gros comme des noisettes.....	4

Le minerai de fer et le sulfate de baryte servent en partie comme fondants, en partie comme réductifs; ils remplacent très-avantageusement la fonte et la ferraille, qui sont employées dans un certain nombre d'usines. Ils permettent d'obtenir des scories suffisamment pauvres en plomb, très-fluides, et *mouillant* parfaitement le coke.

Le travail au four à manche ne présente aucune particularité; les lits de fusion sont chargés contre la warme, le coke est jeté contre la poitrine; le nez est maintenu à la longueur de $0^{m},25$ environ; il est constamment clair et le gueulard obscur.

La fonte est conduite avec rapidité; on passe en général de 60 à 70 tonnes de minerai grillé en 10 jours, en consommant de 12 à 14 kil. de coke pour 100 de matières fondues. La durée moyenne des campagnes est très-courte, de 12 à 13 jours au plus; cela tient principalement à la nature des matériaux qu'on emploie pour construire l'intérieur des fours; on se sert de pierres schisteuses qui laissent entre elles des joints très-grands, en sorte que l'usure des parois est très-rapide, surtout du côté de la warme.

Les briques réfractaires permettraient certainement de faire des campagnes plus longues, mais leur prix est très élevé, et de plus il n'y a véritablement aucun intérêt économique à faire de longues campagnes. La comparaison a été faite plusieurs fois à Vialas; la consommation de coke, le rendement en plomb et en argent, les frais de main-d'œuvre sont sensiblement les mêmes pour des campagnes de 12 à 13 jours que pour celles dont la durée est au-dessus de la moyenne, pourvu, bien entendu, que l'allure des fours soit régulière.

Le rendement en argent paraît même être un peu plus élevé lorsqu'on ne dépasse pas 60 tonnes de minerai grillé, et c'est là maintenant la limite que l'on ne cherche pas à dépasser.

La fonte aux fours à manche donne un seul produit principal, le plomb d'œuvre, dans lequel se trouve concentrée la majeure partie de l'argent. Il ne se forme des mattes que très-rarement, et seulement lorsque le grillage a été mal conduit; ces mattes sont pulvérisées et repassées au grillage; elles rentrent ainsi dans la marche générale du traitement.

Comme produits secondaires, on obtient : les scories, les fumées et les dé-

bris des fours. Les scories bien fluides, exemptes de grenailles, soit de matte, soit de plomb d'œuvre, sont jetées ou bien utilisées pour l'empierrement des chemins ; celles des scories qui coulent un peu pâteuses, celles qui sortent des trous de coulée en même temps que le plomb d'œuvre, et celles qui contiennent des grenailles, sont ajoutées aux lits de fusion.

Les scories jetées rendent à l'essai de 1 1/2 à 2 1/2 p. 100 de plomb, et ne sont pas sensiblement argentifères. On peut négliger les faibles proportions d'argent qu'elles contiennent ; il n'en est pas de même pour le plomb. Le rendement à l'essai est certainement inférieur à leur teneur réelle, et la perte de plomb qui en résulte est assurément une fraction notable de la perte totale faite dans les fontes. Il serait facile d'appauvrir les scories, mais on n'y arriverait que par une élévation notable de la température dans les fours ; la conséquence inévitable serait une perte plus grande d'argent par volatilisation. Dans les conditions spéciales de l'usine de Vialas, c'est la perte d'argent qu'il importe avant tout de diminuer ; il y a un intérêt économique certain à laisser un peu d'oxyde de plomb dans les scories.

Les débris de fours sont riches en plomb et en argent ; ils contiennent ces deux métaux engagés dans des combinaisons diverses, et principalement à l'état de sulfures. Ils sont repassés progressivement dans les lits de fusion ; peut-être serait-il plus convenable, en raison de la forte proportion des sulfures, de les pulvériser au bocard à sec, et de les passer au grillage. Cette modification du traitement sera prochainement essayée à l'usine.

Les fumées sont condensées dans les chambres et les canaux établis sur la montagne ; elles sont recueillies à la fin des campagnes, et passées au grillage avec les schlichs.

TROISIÈME OPÉRATION. — COUPELLATION. — La coupellation est faite dans un grand four circulaire dont le diamètre intérieur est de 3 mètres, chauffé à la houille ; les flammes et les fumées se rendent, par un conduit spécial, dans les grandes chambres de condensation, qui servent pour tous les fours de l'usine.

La coupelle est en marne ferrugineuse, et battue très-plate vers le centre du four, afin que le gâteau d'argent n'ait pas une trop grande épaisseur.

La charge est de 15 tonnes de plomb d'œuvre ; l'opération entière dure de 70 à 72 heures ; la seule particularité qu'elle présente est le mode de réception des litharges. Elles coulent dans un bassin en terre de coupelle, placé en avant de la voie de sortie des litharges. La terre est battue en même temps dans le bassin et dans le four. On approfondit le bassin pendant l'opération, à mesure que le niveau du métal fondu s'abaisse dans la coupelle.

Cette disposition permet de retenir les litharges à une très-petite dis-

tance de la paroi du four, et de les enlever alors qu'elles sont encore à l'état pâteux, en morceaux très-épais, pesant quelquefois plus de 100 kil.; ces morceaux se refroidissent lentement et se transforment entièrement en paillettes magnifiques.

Les produits de la coupellation sont les suivants :

1° Les litharges marchandes, jaunes et rouges, déposées en tas contre le mur de l'usine;

2° Les litharges sales et les abstrichs, qui sont placés ensemble en un autre point;

3° Les abzugs, produits les plus impurs, destinés à la révivification;

4° Les fonds de coupelle imprégnés d'oxyde de plomb;

5° Les parties de la coupelle qui n'ont pas été imprégnées par la litharge;

6° L'argent d'éclair, en gâteaux circulaires, dont l'épaisseur au milieu est de $0^m,04$ à $0^m,05$.

La coupellation donne en outre beaucoup de fumées, qui sont retirées, à la fin des campagnes, des canaux et des chambres de condensation.

Les litharges, les abstrichs et les fonds de coupelle imprégnés d'oxyde de plomb sont ajoutés aux lits de fusion des fours à manche; on ne fait subir à ces matières qu'une préparation extrêmement simple, le cassage des morceaux et la séparation des parties pulvérulentes. Ces dernières sont traitées avec les schlichs, et passent aux fours de grillage avant d'être fondues dans les fours à manche.

Les parties des coupelles qui ne sont pas imprégnées de litharges sont pulvérisées, et servent à la confection des coupelles, après avoir été mélangées intimement avec la terre nouvelle.

Quatrième opération. — Raffinage. — L'affinage de l'argent dans la coupellation est poussé très-loin, peut-être beaucoup plus loin qu'il ne faudrait le faire, en raison de la perte notable d'argent qui a lieu dans le four de coupelle vers la fin de l'opération. Les gâteaux d'argent ne contiennent plus que des traces de plomb métallique; ils retiennent seulement un peu de litharge et de terre de coupelle, adhérentes à la surface, ou à l'état de mélange mécanique plus ou moins intime.

Il serait certainement facile d'éviter cette perte par volatilisation en arrêtant la coupellation au premier éclair, ainsi que cela se fait dans un grand nombre d'usines, alors que l'argent brut contient encore 2 ou 3 p. 100 de plomb. L'étude sérieuse de cette question a fait reconnaître, depuis longtemps déjà, que les modifications qu'il faudrait apporter au raffinage entraîneraient à des dépenses au moins égales à la valeur de l'argent perdu dans les dernières heures de la coupellation.

En réalité l'argent d'éclair, tel qu'il est retiré du four de coupelle, a déjà subi toute la période d'oxydation du raffinage ordinaire ; il ne reste plus à faire qu'une *liquation* amenant à la surface de l'argent fondu toutes les matières étrangères, qui sont seulement à l'état de mélange dans l'argent brut.

L'argent est coupé en morceaux, et fondu lentement dans un creuset de plombagine; les matières étrangères sont solidifiées, lorsque cela est nécessaire, à l'aide d'un peu de sable quartzeux, et enlevées avec une curette en fer ; le raffinage est terminé lorsque la surface du métal forme un miroir parfaitement net et brillant. L'argent est alors coulé dans des lingotières, et les lingots sont envoyés à Paris. L'argent de Vialas est admis dans le commerce au titre de 999 millièmes ; il est en réalité rigoureusement pur, et ne contient même plus de traces de plomb.

Les crasses du raffinage sont assez riches en argent; on les repasse à la coupellation, ou bien on les fond séparément dans un vieux creuset de plombagine, avec un peu de litharge et de charbon ; le plomb très-argentifère qui est ainsi produit est réuni au plomb d'œuvre donné par les fours à manche.

Cinquième opération. — Préparation des litharges. — Les litharges marchandes sont d'abord légèrement écrasées avec des pilons en bois, puis jetées dans un trommel un peu incliné, dont la surface est formée de tôle percée de trous.

La disposition du trommel et les dimensions des trous sont à très-peu près les mêmes que celles adoptées maintenant dans les moulins à blé. Les paillettes de litharges rouges traversent les ouvertures, tandis que les litharges jaunes tombent par la base inférieure du trommel.

Cet appareil donne de très-belles litharges rouges, mais il a un inconvénient assez grave, c'est de laisser une assez forte proportion de paillettes avec les morceaux. Les litharges jaunes ont été jusqu'à présent vendues sans aucune autre préparation, sous forme de morceaux irréguliers. On installe en ce moment à l'usine un appareil de broyage et de porphyrisation, qui permettra de livrer ce produit, soit à l'état de sable très-fin, soit en poudre impalpable, suivant la demande du commerce.

Sixième opération. — Traitement des abzugs. — Les abzugs contiennent une proportion assez grande de divers métaux, fer, cuivre, antimoine, etc.; ils sont très-peu argentifères; ils rendent à l'essai du plomb tenant de 25 à 35 grammes d'argent aux 100 kil. En passant ces matières dans les lits de fusion des fours à manche, ainsi que cela a été fait pendant longtemps, on retire la plus grande partie du plomb et de l'argent qu'elles contiennent, mais en même temps, on rend le plomb d'œuvre plus *sale*, c'est-à-dire plus chargé

d'antimoine et de cuivre. En séparant au contraire les abzugs on retire des fours à manche du plomb d'œuvre relativement assez pur, rendant facilement à la coupelle 80 p. 100 de très-belles litharges marchandes; mais il faut alors traiter séparément les abzugs au four à manche, ce qui donne du plomb très-aigre, peu argentifère, dont on n'a pas aisément le débouché.

C'est cependant ce dernier mode de traitement qui paraît donner les résultats économiques les moins défavorables, bien que l'argent contenu dans les abzugs soit à peu près entièrement perdu. Les abzugs, emmagasinés pendant toute la durée du travail, pendant l'hiver et le printemps, sont fondus avec addition de scories plombeuses à la fin de la dernière campagne des fours à manche.

Le plomb aigre qui est produit est moulé dans des lingotières en fonte, comme le plomb d'œuvre, mais avec un peu plus de soins pour parer la surface des lingots; on l'expédie ensuite pour la vente à Toulouse ou à Marseille. On a produit, l'année dernière, plus de 25 tonnes de ce plomb impur.

§ 4. *Production de l'usine.*

On a traité, dans la campagne 1861-62, 838^t,93 de schlichs, plus un poids considérable de bourbes, de fumées et de matières plombeuses diverses, provenant du travail de l'année précédente. On a laissé de même pour l'année suivante, des bourbes, des fumées, etc.

Il n'y a pas correspondance entre les poids de ces matières plombeuses qui sont forcément reportées d'une année à l'autre; il en résulte qu'on n'obtient pas exactement le rendement des minerais en produits marchands, en comparant le poids de ces produits au poids des minerais traités. Il y a cependant un certain intérêt à faire cette comparaison, parce qu'elle permet de mettre en évidence un fait assez curieux : il y a dans le traitement métallurgique perte de plomb, et, au contraire, augmentation du rendement en argent.

Les fours de grillage ont livré aux fours à manche 890^t,66 de minerais grillés, ceux-ci ont été fondus en dix-huit campagnes, avec addition de scories, minerai de fer, sulfate de baryte, fonds de coupelle, litharges sales, etc. : on a fondu en réalité 1,479 tonnes de matières diverses, en consommant en moyenne 13 de coke pour 100 de matières fondues.

Les produits métalliques donnés par les fours à manche ont été :

Plomb d'œuvre................	367^t,00
Plomb aigre..................	25^t,35

On a coupellé 370 tonnes de plomb d'œuvre (il restait à l'usine environ 3 tonnes de plomb de l'année précédente) ; on a obtenu :

Argent raffiné..................	1,930^{k},000
Litharges rouges..............	145^{t},955
Litharges jaunes................	134^{t},844

En admettant que les matières plombeuses, fumées, bourbes, etc., réservées pour la campagne 1862-63, contiennent approximativement les mêmes quantités de plomb et d'argent que renfermaient les matières correspondantes de l'année précédente, on a pour le rendement de la tonne de schlichs :

Argent.............	2^{k},300		
Litharges...........	346^{k},50	Plomb........	351 kil.
Plomb aigre........	30^{k},00		

La tonne de schlichs contient, d'après les essais :

Argent..................	2^{k},020
Plomb..	420^{k},000

Il y a eu perte de plomb de 69 kil., soit de 16,40 pour 100, et augmentation de rendement en argent de 280 grammes, ou de 13,80 pour 100.

Ainsi que je l'ai déjà dit, ces nombres ne peuvent pas être pris en valeur absolue ; on doit les considérer seulement comme approximatifs. Ils démontrent assez nettement que la perte de plomb que fait éprouver le traitement métallurgique est de beaucoup supérieure à celle qui est faite dans les essais des minerais, et que, pour l'argent, au contraire, la perte est beaucoup moindre à la fonderie que dans les essais.

NOUVEAU PROCÉDÉ DE TRAITEMENT

DES

MINERAIS D'OR ET D'ARGENT.

1868.

INTRODUCTION [1].

Le développement incroyable qu'ont pris en si peu de temps les différents comtés de la Californie, a eu pour origine la découverte des alluvions aurifères. La valeur de l'or retiré des alluvions atteint un chiffre presque fabuleux dont les documents officiels ne donnent probablement qu'une évaluation incomplète. Le lavage des alluvions se continue sur une vaste échelle; mais il ne fournit plus, comme dans les premières années de la *fièvre de l'or*, la totalité des métaux précieux livrés par la Californie à la circulation. Depuis longtemps déjà, on a entrepris l'exploitation de nombreux filons contenant de l'or et de l'argent sous divers états : les minerais extraits des filons sont traités dans des usines qui produisent, au moment actuel, plus de 350 millions de francs d'or et d'argent. Je n'ai pas à m'occuper du lavage des alluvions décrit déjà par plusieurs ingénieurs : mon procédé ne s'applique pas au travail des alluvions : je ne parlerai que des filons.

On a pu étudier à l'exposition internationale de 1867 la collection à peu près complète des minerais exploités et des échantillons provenant des gise-

1. Ce mémoire est publié conformément aux volontés exprimées par l'auteur dans le passage suivant d'un écrit laissé à M. Félix Rivot, son frère :

« ..... J'ai préparé un mémoire sur mon procédé de traitement des minerais d'or et « d'argent. Il n'est pas terminé, mais il est assez avancé pour que Moissenet puisse « l'achever pour les *Annales des mines*. Je le prie de me rendre ce service.

« Aux chapitres déjà écrits, il y aurait à ajouter la description des appareils que j'ai « fait breveter; il suffirait de décrire le four à rotation et l'appareil d'amalgamation. Cela « est assez facile avec les brevets qui sont dans le même portefeuille que le mémoire et « avec les planches qui sont dans un rouleau à côté. »

Ce travail, interrompu par la mort prématurée de l'auteur, a été écrit dans le milieu de 1868. Diverses circonstances en ont retardé jusqu'à ce jour la publication.

Le manuscrit des chapitres I et II, terminé par M. Rivot, est donné ici intégralement. Le chapitre III a été composé à l'aide des matériaux désignés par l'auteur.

Juin 1870.

L. MOISSENET.

ments reconnus, mais qui ne sont pas encore en exploitation régulière. J'ai reçu moi-même, au laboratoire de l'École des mines, depuis plusieurs années, de nombreux échantillons des divers comtés de Californie et j'ai pu me rendre compte de la nature des minéraux contenus. Il ne m'a pas été possible, même en multipliant les essais, de faire une évaluation approximative de la richesse moyenne des minerais exploités. Les rendements obtenus dans les usines ne sauraient fournir eux-mêmes à cet égard que des indications très-incertaines. D'après les renseignements qu'il m'a été possible de me procurer, on doit distinguer les filons aurifères et les filons argentifères.

I. — FILONS AURIFÈRES.

1° *Filons quartzeux, aurifères.* — Contenant l'or à l'état natif disséminé sous forme de mouches, de filaments, de veinules, etc... Ces filons contiennent généralement peu de pyrite de fer près des affleurements, mais la proportion des pyrites augmente assez rapidement dans la profondeur. Pour un certain nombre de ces filons dont l'exploitation remonte déjà à quelques années, on est obligé de séparer les pyrites du quartz par préparation mécanique avant d'envoyer les minerais au moulin. Les pyrites ainsi séparées, ont fréquemment une teneur en or assez élevée, mais jusqu'à présent on n'en a pas tiré un parti avantageux. Elles contiennent peut-être l'or à l'état métallique; en tout cas, l'or qui s'y trouve contenu ne passe pas à l'état d'amalgame, quand on soumet à l'amalgamation directe les pyrites crues ou les pyrites grillées à l'air.

2° *Filons quartzeux et pyriteux, aurifères.* — Contenant principalement de la pyrite arsenicale dès les affleurements. Ces filons sont généralement assez riches en or : dans quelques échantillons l'or apparaît à l'état métallique en filaments déliés; dans presque tous les morceaux que j'ai examinés, l'or natif n'est pas visible à la loupe : on peut en séparer une partie sous forme de grains doués de l'éclat métallique, en traitant le minerai par l'acide azotique faible. On ne parvient cependant jamais à retirer la totalité de l'or par trituration avec le mercure, soit avant, soit après grillage à l'air. Il est donc présumable que dans les pyrites l'or ne se trouve pas en totalité à l'état natif. Il m'a été impossible de reconnaître quel est l'état de combinaison de l'or dans ces minerais.

Quelques-uns des filons quartzeux et pyriteux contiennent en même temps, par places, des sulfates de baryte ou du carbonate de chaux. Ces gangues ne se présentent pas en général sur toute la longueur des filons; elles occupent des zones plus ou moins étendues, plus ou moins espacées. On a fait la même

observation pour la répartition des pyrites de fer, de la pyrite arsenicale, ainsi que pour la richesse en or du quartz et des pyrites. Des explications très-nettes m'ont été données sur ces faits par des ingénieurs américains, relativement à plusieurs des principaux filons exploités. Ils sont parfaitement d'accord avec les faits que j'ai pu observer en Europe, depuis 24 ans, et je n'hésite pas à formuler une opinion, bien que je n'aie pas encore visité les mines de la Californie. Les grands filons quartzeux ne sont que des croiseurs, qui se sont rouverts au moment du remplissage de filons ou de veines, ayant des directions différentes, et une puissance beaucoup moins grande, puisqu'elles ont échappé jusqu'à présent à l'attention des exploitants. Ces veines ou filons sont les véritables veines ou filons pyriteux et aurifères : les pyrites et l'or ont pénétré, aux croisements, dans les réouvertures des grands filons quartzeux. Ces filons, ou veines métallifères, seront promptement mis en évidence quand les exploitants auront fait des recherches sérieuses pour les retrouver, soit aux affleurements, soit à une profondeur convenable, en prenant comme point de départ de leurs recherches les zones riches des grands filons quartzeux.

Afin de n'avoir pas à revenir sur le même sujet, je dirai dès maintenant, que des faits analogues à ceux que je viens de signaler, se représentent pour les filons argentifères; les filons puissants, connus sur de grandes étendues en direction, riches en or ou en argent seulement par zones, doivent leur richesse aux croisements des veines réellement métallifères qui n'ont pas encore été mises en exploration en raison de leur puissance relativement faible.

II. — FILONS ARGENTIFÈRES.

Les filons argentifères sont à gangues de schistes, de quartz, de sulfate de baryte, et plus rarement de carbonate de chaux; ils contiennent l'argent à l'état de sulfure, de sulfo-arséniure, de sulfo-antimoniure, et renferment des composés métalliques très-divers, en proportion variable, la blende, la galène, le sulfure d'antimoine, le cuivre gris, la bournonite, la pyrite de fer, la pyrite arsenicale, etc. Plusieurs de ces filons, notamment ceux du comté d'Austin, présentent des veines de 15 à 20 centimètres de puissance, rendant à l'essai de 3 à 12 p. 100 d'argent.

Assez fréquemment, les filons argentifères contiennent de l'or : la richesse en or paraît être plus grande pour ceux des filons qui renferment de la pyrite de fer et de la pyrite arsenicale.

Les filons argentifères d'une grande richesse sont explorés dans bien des localités, mais leur exploitation est généralement peu active, parce que les

procédés de traitement connus jusqu'à présent ne permettent de retirer qu'une faible partie des métaux précieux contenus dans les minerais. On exploite principalement les veines les plus riches pour envoyer le minerai en Europe.

Les minerais rouges contenant l'argent à l'état natif, à l'état de chlorure, plus rarement à l'état de bromure, exploités depuis des siècles au Chili, au Pérou, dans le Centre Amérique, au Mexique, ne se rencontrent pas en Californie : ou, du moins, cette classe de minerais n'a fourni jusqu'à présent qu'une bien faible partie de la production de l'argent. Il y a cependant une analogie tellement grande entre les filons de la Californie et ceux des autres parties de l'Amérique, que l'on doit s'attendre à la découverte, en Californie de filons contenant des minerais rouges. Du reste, au Chili, au Pérou, etc., on a abandonné l'exploitation d'un certain nombre de filons qui, près de la surface, contenaient de grandes richesses en argent natif et en chlorure d'argent, par la seule raison qu'à une certaine profondeur, ces filons ne renfermaient plus que des minerais noirs intraitables au patio. L'exploitation de ces filons sera probablement reprise, dans un avenir assez rapproché, quand la méthode de traitement que je propose maintenant, aura été appliquée dans plusieurs usines de Californie à des minerais de même nature.

Il me paraît utile d'ajouter aux précédentes indications, quelques mots sur les procédés de traitement employés jusqu'ici en Amérique pour les minerais d'or et d'argent extraits des filons.

1° *Procédé du Patio.* — Le procédé d'amalgamation en tas ou *tourtis*, à l'aide du sel et du magistral, est appliqué depuis des siècles aux minerais rouges, qui contiennent l'argent à l'état natif ou à l'état de chlorure, dans les pays d'Amérique où la température est assez élevée. On a traité par la même méthode les minerais noirs les plus simples, qui renferment l'argent à l'état de sulfure et qui ne contiennent qu'une assez faible proportion de sulfures métalliques. Le *Patio* n'a pas donné de bons résultats pour les minerais un peu complexes contenant des combinaisons de l'arsenic et de l'antimoine; il est inapplicable dans les pays froids et dans ceux où les variations de la température sont trop brusques. La perte de mercure dans ce procédé de traitement est toujours appréciable : elle est bien plus sensible quand on opère sur des minerais noirs que lorsqu'on traite des minerais rouges : elle serait très-forte pour les minerais un peu complexes. Le rendement des minerais au patio est nécessairement très-variable avec la nature et la richesse des minerais traités et avec les conditions atmosphériques; il dépend principalement de l'habileté des personnes qui dirigent les opérations. En moyenne, et pour les minerais rouges, ce procédé de traitement donne 75 p. 100 de l'argent indiqué par les essais. La perte à l'essai dépassant toujours 30 p. 100,

on voit que l'amalgamation au patio, rend seulement de 55 à 60 p. 100 de l'argent contenu dans les minerais : on perd presque autant d'argent qu'on en obtient sous forme de lingots.

La perte est encore plus forte pour les minerais noirs principalement pour ceux de ces minerais qui contiennent de l'arsenic et de l'antimoine. Le procédé au patio présente de plus l'inconvénient grave d'exiger beaucoup de temps : puisqu'il faut souvent plus de six semaines pour terminer une opération.

2° *Amalgamation à chaud.* — On a apporté depuis bien des années une modification importante au procédé précédent, et on en a fait l'application à certains minerais chlorurés riches en argent. On effectue l'amalgamation à une température voisine de 100 degrés dans une chaudière à fond de cuivre : l'opération est terminée en quelques heures, mais le rendement est encore notablement inférieur à la teneur indiquée par l'essai. La perte de mercure est assez notable et les frais sont élevés.

3° *Amalgamation directe.* — Dans les divers états du Nord de l'Amérique occidentale, l'exploitation des filons quartzeux aurifères fournit journellement un nombre considérable de tonnes de minerais à diverses teneurs. On les traite par pulvérisation et trituration avec du mercure dans des *pans*, en présence de l'eau. Ce mode de traitement est peu coûteux, ce qui permet de l'appliquer à des minerais, qui ne rendent pas plus de 300 fr. d'or par tonne[1]. La perte en mercure est presque nulle, mais le rendement est toujours notablement inférieur à la teneur en or indiquée par les essais, il semblerait cependant que l'or natif, accompagné seulement de quartz, devrait s'amalgamer avec facilité et que, par suite, les pertes devraient être bien moindres dans le traitement en grand que dans les essais. La faiblesse du rendement peut s'expliquer jusqu'à un certain point par la présence d'une proportion variable de pyrites aurifères, qui ne cèdent au mercure qu'une faible partie de l'or qu'elles contiennent.

L'amalgamation directe, c'est-à-dire la simple trituration avec du mercure, est appliquée également aux pyrites aurifères et aux minerais d'argent, mais les résultats obtenus sont généralement très-mauvais. Des minerais les moins complexes, on retire de 40 à 60 p. 100 des métaux précieux constatés à l'essai. Les minerais tels que la pyrite arsenicale, le cuivre gris, le sulfure d'antimoine, n'abandonnent au mercure qu'une fraction presque insignifiante de l'or et de l'argent contenus.

1. Nous devons faire des réserves sur ce chiffre 300 qui est évidemment trop élevé. M. Rivot, habitué au traitement des minerais métalliques, aurait sans nul doute rectifié l'erreur que contient son manuscrit, s'il lui avait été donné de le revoir avant la publication.

4° *Amalgamation par le sel.* — Les minerais dont je viens de parler sont désignés sous le nom de minerais rebelles : on en extrait une partie de l'or et de l'argent au moyen d'un procédé de chloruration par voie sèche, dont l'introduction est due à des ingénieurs allemands. Le procédé comprend, comme opérations principales, le grillage des minerais mélangés avec une proportion convenable de sel dans des fours à réverbère et l'amalgamation dans les tonnes en bois de Freyberg.

Le traitement est relativement assez simple; son installation n'exige qu'une dépense assez faible. Ces deux raisons l'ont fait adopter dans un certain nombre d'usines, bien que le rendement en or ou en argent soit irrégulier. Pour quelques minerais, le rendement s'élève à 75 et même à 80 p. 100 de la teneur indiquée par les essais, tandis que pour d'autres minerais, notamment pour la pyrite arsenicale aurifère, le rendement est bien inférieur.

Voici, en résumé, les résultats obtenus par les procédés actuellement suivis pour le traitement des minerais d'or et d'argent dans l'Amérique du Nord.

Les minerais complexes, pyrite arsenicale, cuivre gris, etc., qui sont fréquemment très-riches, ne sont pour ainsi dire pas utilisés.

Les autres minerais, quartz aurifère, pyrite, etc., sont traités principalement par amalgamation directe; dans quelques usines on a adopté la chloruration par voie sèche.

Le rendement moyen de ces derniers minerais ne dépasse pas 65 p. 100 de l'or et de l'argent indiqués par les essais : on ne retire donc pas des minerais traités plus de la moitié des métaux précieux qu'ils contiennent.

En Amérique, on croit généralement que la perte n'est pas aussi forte, parce qu'on rapporte les rendements aux essais, en admettant que ces derniers indiquent les teneurs réelles des minerais. Il n'en est pas ainsi, et je dois présenter à ce sujet quelques observations importantes.

Dans les essais des minerais d'or et d'argent, il y a toujours une perte très-notable : cette perte varie dans des limites fort étendues suivant la nature des minerais, leur richesse, le mode d'essai, l'habileté de l'opérateur, etc.

Il est impossible de l'évaluer exactement, parce qu'aucun procédé d'analyse ne permet de déterminer avec certitude les quantités ordinairement très-faibles d'or et d'argent que contiennent les minerais plus ou moins complexes.

J'ai fait depuis vingt ans de nombreuses expériences pour me rendre compte des pertes d'or et d'argent dans les essais par voie sèche. Les résultats que j'ai obtenus me permettent d'indiquer la limite inférieure des pertes qui sont faites pour différents minerais dans les conditions les plus ordinaires de richesse en or et en argent.

J'ai procédé à mes expériences en mélangeant des quantités déterminées d'or et d'argent, en limaille très-fine, avec des minerais divers, pyrites, pyrite arsenicale, cuivre gris, sulfure d'antimoine, blende, etc., préalablement essayés. J'ai fait varier les quantités ajoutées d'or et d'argent, de manière à obtenir des minerais à des teneurs différentes, en restant au-dessous de 1 millième pour l'or et 10 millièmes pour l'argent. J'ai appliqué les procédés d'essai les mieux appropriés à la nature des différents minerais, et répété plusieurs fois chaque expérience.

J'ai constaté que les pertes faites dans les essais sont très-variables, qu'elles sont généralement moins fortes pour les teneurs élevées que pour les faibles teneurs; dans aucune de mes expériences, la perte n'a été inférieure à 30 p. 100 de l'or ou de l'argent employé, et bien souvent pour les cuivres gris et pour les pyrites arsenicales, les pertes ont dépassé 50 p. 100.

Dans tout procédé métallurgique adapté à la nature des minerais, et appliqué avec les soins convenables, les causes de perte sont moins grandes que dans les essais de laboratoire; le rendement en or et en argent doit dépasser notablement les teneurs indiquées par les essais.

La différence entre le rendement en grand et les teneurs accusées par les essais, devrait dépasser 30 p. 100, si la méthode métallurgique était réellement parfaite. Les procédés employés jusqu'à présent en Amérique sont bien loin de donner de pareils résultats; en les étudiant avec attention, j'ai pu me rendre compte des causes principales de perte d'or et d'argent; mais en même temps j'ai acquis la conviction que ces causes de pertes ne pourraient être écartées par de simples modifications apportées aux opérations.

Ces premières études m'ont conduit à chercher une méthode entièrement nouvelle pour le traitement des minerais d'or et d'argent, et j'ai repris en 1855 les expériences que M. l'ingénieur des mines Cumenge avait faites précédemment sur l'emploi de la vapeur d'eau. Après bien des années de travaux au laboratoire, j'ai pensé avoir atteint mon but : un de mes amis, M. Gaillardon, s'est chargé de l'application du procédé en Californie et au Mexique. Les premières expériences en grand ont été faites en 1864; mais elles ont été conduites en dehors des prescriptions les plus essentielles que j'avais tracées et n'ont donné que des résultats déplorables. Un peu plus tard, de nouvelles expériences ont été faites en Californie dans des conditions meilleures, c'est-à-dire que l'on a mieux suivi mes indications. Les résultats ont été fort irréguliers, dans quelques opérations le rendement a été supérieur à la teneur indiquée par l'essai, tandis que dans d'autres il est resté de beaucoup inférieur. Aussi nous fûmes convaincus, M. Gaillardon et moi, que le procédé, convenablement modifié, devait certainement réussir. Eclairé par les expériences en grand, j'ai tracé les plans de nouveaux appareils que M. Gaillardon

a fait exécuter à San-Francisco, pendant que je poursuivais à Paris mes travaux de laboratoire : ces travaux n'ont été terminés qu'au mois d'avril 1868. Les expériences en grand commencèrent en Californie au mois de mai, et furent couronnés du succès le plus complet[1]. Je peux maintenant présenter mon procédé de traitement des minerais d'or et d'argent comme réalisant les conditions essentielles, d'être applicables à tous les minerais, les plus simples comme les plus complexes, et de permettre d'extraire de ces minerais facilement et économiquement, à très-peu près la totalité des métaux précieux contenus. Les considérations que j'ai présentées démontrent l'importance du résultat obtenu. Je n'ose pas espérer que mon procédé soit immédiatement adopté dans la plupart des localités où les conditions géographiques en rendraient l'application possible; mais il est certain que les exploitants des mines et les propriétaires des usines existantes apprécieront assez promptement l'immense avantage qu'il leur donne, de retirer des minerais extraits une valeur bien supérieure à celle qu'on obtient par les méthodes actuellement en usage. Les filons de pyrites arsenicales, de cuivre gris, de sulfure d'antimoine, etc., riches en or et en argent, sont maintenant peu exploités, parce qu'on ne retire qu'une faible partie des métaux précieux contenus. Leur exploitation prendra promptement un développement considérable. Je suis donc autorisé à penser que la réussite complète des dernières expériences donnera dans un avenir très-rapproché, un essor remarquable à la production de l'or et de l'argent en Amérique.

En raison de l'importance du résultat obtenu, en raison de la longueur des travaux, de l'argent dépensé pour arriver à ce résultat, les lecteurs me pardonneront de ne pas me borner à la description du procédé et d'insister sur ce que je peux appeler la partie historique de mes expériences de laboratoire et des expériences en grand dirigées par M. Gaillardon.

Mon mémoire est divisé en trois chapitres.

Dans le chapitre I, j'expose rapidement mes expériences de laboratoire et les expériences faites en Californie.

Le chapitre II est consacré à la description détaillée du procédé auquel je me suis arrêté au laboratoire.

Dans le chapitre III, je décris la méthode métallurgique et les appareils tels qu'ils sont appliqués maintenant en Amérique.

1. A l'époque où M. Rivot écrivait ces lignes, les renseignements parvenus de Californie permettaient de croire que le nouveau procédé, sortant de la période expérimentale, entrait dans la pratique industrielle. Depuis lors, diverses circonstances, parmi lesquelles il faut sans doute comprendre la mort de l'auteur, survenue à un moment si décisif pour le succès de son œuvre, ont suspendu l'application du procédé en Amérique.

L. M.

CHAPITRE PREMIER.

Le procédé de traitement des minerais d'or et d'argent, tel que je l'ai appliqué au laboratoire, tel qu'il est employé maintenant dans un certain nombre d'usines d'Amérique, paraît être si simple que l'on peut se demander comment il a fallu tant de travaux de laboratoire et d'expériences en grand pour arriver au résultat. Je n'hésite pas cependant à décrire tous les tâtonnements par lesquels j'ai dû passer et les opérations peu rationnelles qui ont été faites en grand. Cet exposé me semble avoir beaucoup d'intérêt, en démontrant une fois de plus que généralement on n'arrive à un procédé industriel simple et économique, qu'après bien des années de persévérance et des dépenses considérables.

§ I. — EXPÉRIENCES DE LABORATOIRE.

Depuis longtemps plusieurs savants éminents, des ingénieurs français et étrangers, ont étudié l'action de la vapeur d'eau sur les sulfures métalliques, sur les minerais aurifères et argentifères. Ces travaux n'ont pas reçu d'application industrielle. Il serait sans utilité de décrire toutes les expériences qui ont été faites sur l'action de la vapeur d'eau; je dois seulement parler des travaux de M. Regnault, membre de l'Institut, et de M. Cumenge, ingénieur des mines. J'insisterai principalement sur les expériences de M. Cumenge, parce qu'elles ont servi de point de départ à mes travaux.

Expériences de M. Regnault.

M. Regnault a étudié, dans un but exclusivement scientifique, l'action de la vapeur d'eau sur un certain nombre de sulfures métalliques, chauffés au rouge sombre. Il a démontré que la vapeur d'eau est décomposée, que l'oxygène se porte sur les métaux des sulfures et l'hydrogène sur le soufre. Il y a formation d'hydrogène sulfuré et d'oxydes métalliques. M. Regnault a constaté de plus que l'action de la vapeur d'eau sur les composés plus complexes, tels que les sulfoarséniures, est beaucoup moins nette, et qu'on ne parvient pas à expulser la totalité de l'arsenic, même en faisant agir la vapeur d'eau pendant un temps considérable.

Expériences de M. Cumenge.

Les premières expériences de M. Cumenge ont eu pour but spécial le traitement pour cuivre des minerais qui renferment de l'arsenic et de l'antimoine, notamment des cuivres gris. L'application de la vapeur d'eau au traitement des minerais d'or et d'argent a été proposée par M. Cumenge à la suite de ses premiers travaux sur les minerais de cuivre : des essais en grand ont même été commencés par deux ingénieurs sur les minerais de Pontvieux (sulfure d'antimoine aurifère), et sur des minerais d'argent provenant d'Amérique; mais ces tentatives n'ont eu aucun succès et ont été promptement arrêtées. Je n'ai à m'occuper que des travaux faits par M. Cumenge au laboratoire.

Le résumé de ces travaux a été publié en 1853, dans les *Annales des mines*, après abandon du brevet pris en France, le 20 avril 1852. Il faut distinguer deux questions différentes :

1° Le traitement pour cuivre des minerais contenant de l'arsenic et de l'antimoine;

2° Le traitement pour argent des mêmes minerais, et des sulfures métalliques plus ou moins complexes contenant de l'argent.

1° *Traitement pour cuivre.* — Après avoir étudié l'action de la vapeur d'eau sur les cuivres gris et vérifié que l'expulsion de l'arsenic et de l'antimoine n'est pas complète, M. Cumenge a reconnu la raison du peu de netteté des réactions. Cette raison est l'absence d'une proportion suffisante de soufre. En ajoutant au cuivre gris une quantité convenable de pyrite de fer, et faisant agir la vapeur sur le mélange intime de ces deux minerais, on obtient le résultat désiré : c'est-à-dire l'expulsion à très-peu près complète de l'arsenic et de l'antimoine. En présence du soufre en excès, la décomposition de la vapeur d'eau au rouge sombre, produit de l'hydrogène sulfuré, des oxydes métalliques fixes, de l'acide arsénieux et de l'oxyde d'antimoine qui sont entraînés par la vapeur d'eau. Ces deux oxydes, en contact avec l'hydrogène sulfuré, donnent des sulfures d'arsenic et d'antimoine. Leur aspect analogue à celui des sulfures qu'on obtient dans les analyses par voie humide, ne peut pas laisser le moindre doute sur le mode de production.

En opérant sur 25 grammes environ de cuivre gris, mélangé avec un poids égal de pyrite, on n'arrive à la fin des réactions qu'après douze ou quinze heures. L'analyse des oxydes fixes dénonce encore un peu d'arsenic et d'antimoine; mais leur proportion ne dépasse pas 3 p. 100 du poids des oxydes, quand l'opération a été conduite avec les soins convenables.

Les précautions les plus essentielles sont les suivantes :

Faire arriver la vapeur d'eau sans aucune interruption ;

Eviter que l'air puisse pénétrer dans l'appareil ;

Ne pas élever la température au-dessus du rouge sombre ;

Ne considérer l'opération comme terminée, que lorsqu'il ne se dégage plus du tout d'hydrogène sulfuré.

La proportion d'arsenic et d'antimoine qui reste avec les oxydes fixes, est encore appréciable ; elle peut cependant être considérée comme très-faible comparativement à celle que contiennent les minerais.

Ce résultat devait être considéré comme favorable : les expériences de laboratoire ayant lieu dans un tube, et par suite le brassage des matières étant impossible, il était permis d'espérer qu'en grand la durée de l'opération pourrait être beaucoup abrégée. Aussi M. Cumenge pensait-il pouvoir arriver à ne dépenser dans le traitement métallurgique que 2 parties d'eau en vapeur pour 1 partie de minerai. Cette espérance ne s'est pas réalisée, et, d'après les expériences que je citerai plus loin, il a toujours fallu de 300 à 450 parties d'eau vaporisée pour 1 partie de minerais : je ferai la remarque que je désigne ici sous le nom de *minerais*, le mélange de cuivre gris et de pyrite.

Cette forte consommation de vapeur d'eau ne permet pas d'appliquer le procédé au traitement, pour cuivre seul, des minerais tels que le cuivre gris, car les frais seraient beaucoup trop élevés. Ce n'est donc pas en vue de leur utilisation dans la métallurgie du cuivre que je cite ces expériences de M. Cumenge. Je veux seulement mettre bien en évidence l'importance du résultat théorique obtenu.

Le point acquis c'est qu'en mélangeant intimement avec une proportion convenable de pyrites les minerais qui renferment de l'arsenic et de l'antimoine, il devient possible d'expulser à peu près ces deux corps par l'action de la vapeur d'eau.

2° *Traitement pour argent.* — Les cuivres gris étant presque toujours assez riches en argent, l'attention de M. Cumenge a été naturellement appelée sur la possibilité de traiter d'abord pour argent les oxydes métalliques fixes obtenus par l'action de la vapeur d'eau. L'argent n'étant pas facilement oxydable au rouge sombre, devait exister à l'état métallique, disséminé en particules très-fines dans les oxydes. Quelques expériences d'amalgamation, par trituration avec le mercure, ont démontré l'exactitude de cette hypothèse.

Des minerais argentifères, tels que la blende, ont été soumis aux mêmes opérations, grillage par la vapeur d'eau, amalgamation, puis trituration avec du mercure ; ils ont cédé au mercure, sinon la totalité, au moins une partie de l'argent contenu.

D'après ces expériences, M. Cumenge a proposé un procédé général de traitement pour argent des minerais sulfurés simples ou des minerais sulfurés

complexes, analogues aux cuivres gris. La formule de ce procédé se résume ainsi :

Mélanger intimement les minerais avec une proportion convenable de pyrites de fer;

Soumettre le mélange à l'action de la vapeur d'eau au rouge sombre, en évitant le contact de l'air ou des flammes oxydantes;

Amalgamer directement par trituration avec du mercure.

M. Cumenge a décrit dans son brevet et dans son mémoire inséré dans les *Annales des mines* la disposition d'un four à réverbère adapté au grillage par la vapeur d'eau : il a cité les fours à moufles, à cornues en fonte, etc., comme pouvant se prêter aisément à l'opération du grillage.

Je dois juger les expériences de M. Cumenge relatives au traitement des minerais d'argent, non pas seulement d'après les publications, mais bien encore d'après les résultats obtenus sous mes yeux au laboratoire. Pour les sulfures simples tels que la blende et pour les sulfures complexes, comme le cuivre gris, le rendement en argent a été toujours inférieur à la teneur indiquée par les essais; toujours aussi la durée du grillage à la vapeur d'eau était très-longue.

Les études de laboratoire n'étaient pas d'ailleurs assez concluantes pour qu'il fût prudent de conseiller à des directeurs d'usines de tenter l'application en grand.

Aussi M. Cumenge, empêché par d'autres occupations importantes, de donner suite à ses travaux, a publié ses expériences et abandonné son brevet. Son mémoire n'a pas attiré autant qu'il le méritait l'attention des praticiens : il contient des observations d'une haute importance pour le traitement des minerais de cuivre argentifère et des indications très-utiles pour la métallurgie de l'argent.

En 1854, au moment où j'ai commencé mes expériences sur l'emploi de la vapeur d'eau, j'ai eu comme point de départ les résultats obtenus par M. Cumenge.

La vapeur d'eau, agissant au rouge sombre sur les sulfures simples, sur les arséniosulfures, sur les antimoniosulfures, etc., mélangés intimement avec une proportion convenable de pyrite de fer, expulse le soufre à l'état d'hydrogène sulfuré, l'antimoine et l'arsenic à l'état d'oxyde d'antimoine ou d'acide arsénieux, fait passer à l'état d'oxydes fixes les métaux fer, cuivre, zinc, etc., et enfin amène l'argent à l'état métallique. Les minerais mélangés de pyrites, traités par la vapeur d'eau au rouge sombre, peuvent être soumis à l'amalgamation directe qui en extrait l'argent : les résidus de l'amalgamation renfermant le cuivre à l'état d'oxyde, ne contiennent qu'une proportion très-faible d'arsenic et d'antimoine.

Expériences de laboratoire.

J'ai commencé par reprendre les expériences de M. Cumenge, et par étudier l'action de la vapeur d'eau sur tous les sulfures métalliques simples, sur les sulfures complexes mélangés ou non avec de la pyrite de fer. J'ai cherché principalement à déterminer, comparativement bien entendu, les résistances que les divers composés métalliques opposent à l'action de la vapeur d'eau.

PREMIÈRE SÉRIE D'EXPÉRIENCES.

Cette première série d'expériences a été faite dans l'appareil que je vais décrire en peu de mots.

La vapeur est produite en chauffant sur un fourneau à gaz un ballon d'environ 4 litres de capacité; quand l'eau contenue a été presque entièrement vaporisée, on remplit le ballon avec de l'eau préalablement chauffée à 100°, ce qui permet de n'apporter dans l'expérience qu'une interruption de très-courte durée.

Au sortir du ballon, la vapeur arrive par un tube de verre dans le tube à réaction. C'est un tube en terre réfractaire, enduit d'un lut facilement fusible, appliqué au pinceau. J'obtiens ce lut en délayant de l'argile réfractaire dans une dissolution de borax, concentrée à la température de 100°. Le tube est placé horizontalement dans un four à réverbère, dépourvu de son dôme, et dont la grille est disposée de telle manière qu'on puisse éviter facilement de chauffer le tube au delà du rouge sombre. Le minerai est placé au milieu du tube dans une nacelle en porcelaine; à l'extrémité du tube opposée à celle par laquelle arrive la vapeur d'eau, est adaptée une allonge en verre de grandes dimensions; elle permet de reconnaître la nature des composés volatils qui prennent naissance pendant l'opération.

J'ai employé les tubes de terre réfractaire enduits d'un lut facilement fusible qui les rend promptement imperméables, parce qu'ils résistent très-bien aux variations de température, tandis que les tubes de porcelaine se cassent trop fréquemment, alors même qu'ils sont lutés avec le plus grand soin.

Ce premier ensemble d'expériences a porté sur les sulfures simples naturels et artificiels, puis sur les sulfures complexes mélangés avec des proportions variables de pyrite de fer.

SULFURES SIMPLES NATURELS ET ARTIFICIELS.

Sulfures simples naturels.

J'ai opéré sur 150 grammes de chacun des minerais, pyrite de fer, blende, galène, sulfure d'antimoine, sulfure d'argent; j'ai cherché à conduire toutes les opérations dans les mêmes conditions pour le degré de finesse des minerais, pour la température et la rapidité du dégagement de la vapeur d'eau, enfin j'ai continué à faire agir la vapeur jusqu'à cessation complète de l'hydrogène sulfuré. En tenant compte du temps nécessaire pour arriver à ce résultat, c'est-à-dire à l'oxydation complète des métaux et à l'expulsion totale du soufre, j'ai obtenu des termes de comparaison pour la résistance, que les divers sulfures opposent à l'action de la vapeur à la température du rouge sombre.

J'ai fait ensuite l'amalgamation des oxydes obtenus par trituration avec du mercure dans un mortier, d'abord à sec, ensuite avec de l'eau, et j'ai comparé (pour le sulfure d'antimoine), les poids d'argent et d'or obtenus, avec ceux des métaux précieux accusés par les essais des minerais. Ce mode d'amalgamation par trituration dans un mortier est extrêmement pénible : l'opération est tellement longue que je n'ai pas toujours eu la persévérance de la continuer jusqu'à la fin. Les nombres obtenus dans les amalgamations sont par suite un peu incertains ; je ne les reproduirai pas, je me borne à l'affirmation suivante :

Toutes les fois que j'ai poursuivi pendant un temps suffisant la trituration avec le mercure, en opérant sur des minerais bien complétement grillés, j'ai obtenu pour l'argent et pour l'or des rendements supérieurs à ceux qu'indiquent les essais. Relativement à la facilité plus ou moins grande de l'action de la vapeur d'eau, mes expériences m'ont fourni des résultats assez intéressants.

Pyrites. — Les pyrites, lorsqu'elles sont convenablement pulvérisées, sont attaquées par la vapeur d'eau à une très-basse température, vers 200°. Entre cette température et le rouge sombre, on ne remarque pas de différence notable dans la facilité d'action de la vapeur. L'action est d'abord très-rapide et le dégagement de l'hydrogène sulfuré est en rapport direct avec la rapidité avec laquelle la vapeur d'eau passe dans le tube. Le ralentissement devient appréciable dans l'action de la vapeur, quand il ne reste plus que 8 à 10 p. 100 de sulfure de fer non décomposé; il faut ensuite un temps considérable pour arriver à l'oxydation complète, c'est-à-dire au point où la vapeur d'eau sortant du tube n'exerce plus aucune action sur du papier imprégné d'acétate de plomb.

Il est bien évident que l'opération serait plus prompte si l'on pouvait remuer les matières contenues dans la nacelle sans interrompre le courant de vapeur. Dans les conditions de l'expérience, pour 150 grammes de pyrites, il est nécessaire de prolonger l'opération pendant trente-quatre heures, et de faire agir 50 litres d'eau réduite en vapeur, pour arriver à l'oxydation complète. Pour 1 partie de pyrite, il faut 333 parties d'eau réduite en vapeur.

Blende. — La blende se comporte d'une manière un peu différente : l'action de la vapeur commence bien encore vers 200° et se continue sans variation notable, lorsqu'on élève la température jusqu'au rouge sombre. Le dégagement d'hydrogène sulfuré ne prend pas la même rapidité que lorsqu'on opère sur la pyrite ; il se ralentit beaucoup après vingt-cinq heures d'action, mais il se continue presque indéfiniment. On n'arrive pas à l'oxydation absolue de la blende, même après cinquante heures d'action de la vapeur d'eau. On n'obtient l'oxydation bien complète qu'en mélangeant la blende avec 10 p. 100 au moins de pyrite de fer, et dans ce cas il faut maintenir le courant de vapeur pendant trente-six à quarante heures, et vaporiser environ 60 litres d'eau. On doit par conséquent faire agir, pour 1 partie de blende mélangée avec 10 p. 100 de pyrite, 400 parties d'eau réduite en vapeur.

Galène. — La galène se comporte à peu près comme la blende, cependant il faut faire plus d'attention à ne pas dépasser le rouge sombre, et l'on arrive à l'oxydation complète avec une proportion un peu moindre de pyrites. Le temps nécessaire au grillage complet est du reste à peu près le même ; la consommation d'eau réduite en vapeur est d'environ 380 parties pour 1 partie de galène.

Sulfure d'antimoine. — Pour le sulfure d'antimoine, l'action de la vapeur commence vers 200° et se continue avec assez de rapidité, pourvu qu'on ne chauffe pas au-dessus du rouge sombre. Il se dégage de l'hydrogène sulfuré et de l'oxyde d'antimoine, lequel se transforme en partie en sulfure par l'action de l'hydrogène sulfuré, au contact de la vapeur d'eau : on n'arrive pas à volatiliser la totalité de l'antimoine même en prolongeant beaucoup l'opération. Le sulfure mêlé à 30 p. 100 de pyrite de fer peut se griller bien complétement. Pour 150 grammes d'un pareil mélange de pyrite et de sulfure d'antimoine, l'opération est terminée en trente-six heures, avec une dépense de 55 litres d'eau vaporisée, soit environ 360 parties d'eau pour 1 partie du mélange, ou 600 parties d'eau pour 1 partie de minerai d'antimoine.

Sulfure d'argent. — Je n'ai pu me procurer pour les expériences que le minerai riche des mines de la compagnie de Real-del-Monte (Mexique). Le minerai contient du sulfure d'argent mélangé avec une faible proportion de

blende et de pyrite de fer, accompagné d'une gangue quartzeuse. L'échantillon sur lequel j'ai opéré rend 24 p. 100 d'argent à l'essai. J'ai traité 150 grammes de ce minerai par la vapeur, à la température moyenne de 300°. L'action a été très-lente et il n'a pas fallu moins de quarante-six heures pour arriver à la fin des réactions, avec une dépense de 70 litres d'eau vaporisée. En mélangeant le minerai avec la moitié de son poids de pyrite de fer, j'ai observé une réaction un peu moins lente; il a encore fallu quarante heures et une dépense de 60 litres d'eau vaporisée pour arriver à un grillage bien complet. La dépense d'eau vaporisée est donc de 600 parties pour 1 partie du minerai d'argent.

Chlorure d'argent. — J'ai fait plusieurs expériences sur le chlorure d'argent naturel de richesses différentes. J'indiquerai seulement les résultats que j'ai obtenus pour un échantillon de chlorure à la teneur de 45 p. 100 d'argent provenant de l'ancienne mine de Guadal-Canal (Espagne).

J'ai opéré dans deux conditions différentes, d'abord sur le minerai seul, ensuite sur le minerai mélangé avec son poids de pyrite. Sur le chlorure d'argent seul, la vapeur d'eau agit lentement et très-incomplétement : il y a perte très-notable d'argent par la volatilisation partielle du chlorure.

La vapeur d'eau agit au contraire très-nettement, et même assez rapidement vers 300°, sur le chlorure intimement mélangé avec la pyrite de fer. Tout l'argent reste à l'état métallique dans la nacelle, avec l'oxyde de fer provenant de l'action de la vapeur sur le fer de la pyrite. Tout le chlore du minerai d'argent est expulsé à l'état d'acide chlorhydrique; le soufre est volatilisé à l'état d'hydrogène sulfuré, et ce dernier gaz se dégage longtemps après qu'on a cessé de constater la présence de l'acide chlorhydrique dans la vapeur à la sortie du tube.

Le grillage est certainement bien complet quand on fait agir la vapeur jusqu'à cessation du dégagement de l'hydrogène sulfuré. Il faut au moins trente heures pour arriver à ce résultat, en opérant sur 75 grammes de chlorure mélangé avec 75 grammes de pyrites. La consommation d'eau vaporisée est de 400 parties d'eau pour 1 partie de chlorure d'argent.

Minerais très-quartzeux. — En répétant les expériences dont il vient d'être question sur des minerais contenant des proportions variables de gangue quartzeuse, j'ai observé des irrégularités assez fortes dans le rendement en argent à l'amalgamation, et j'ai dû rechercher quelle influence le quartz pouvait avoir sur l'état chimique de l'argent après l'action de la vapeur d'eau. J'ai opéré sur la blende et sur le sulfate d'argent. En traitant la blende, je n'ai pas pu obtenir de résultat bien net, à cause de la faible teneur en argent. Je ne citerai que mes expériences sur le sulfure d'argent provenant

des mines de la compagnie de Real-del-Monte. Le minerai contient 85 p. 100 de gangue quartzeuse et 15 p. 100 de sulfure d'argent et de pyrites; l'action de la vapeur est assez rapide; l'hydrogène sulfuré cesse de se dégager en quantité appréciable après trente heures; la matière grillée renferme tout l'argent à l'état métallique, lorsqu'on a eu l'attention de ne pas chauffer jusqu'au rouge sombre. Si, au contraire, on chauffe au rouge sombre, et principalement si on élève davantage la température, l'on ne parvient jamais à retirer la totalité de l'argent par amalgamation; en analysant la matière grillée, on trouve qu'elle renferme une partie de l'argent à l'état de silicate; il y a donc oxydation partielle de l'argent par l'action de la vapeur d'eau, en présence du quartz, mais seulement dans le cas où l'on chauffe un peu fortement. On évite assez facilement la formation du silicate d'argent en mélangeant préalablement le minerai avec 30 p. 100 au moins de pyrite de fer, mais alors la durée de l'opération est plus longue.

Minerais à gangue calcaire. — Lorsqu'on soumet à l'action de la vapeur d'eau les minerais à gangue calcaire, contenant une forte proportion de gangue, c'est-à-dire de 50 à 60 p. 100, la réaction est très-vive, mais elle ne tarde pas à se ralentir et même à s'arrêter complétement, lorsqu'on chauffe un peu au-dessus du rouge sombre. L'opération marche au contraire assez régulièrement si l'on parvient à maintenir la nacelle au-dessous du rouge sombre. On se rend aisément compte de cette influence de la température en analysant la matière grillée. Quand on a dépassé le rouge sombre, la matière contient une proportion assez grande d'hydrate de chaux. L'hydrate est au contraire en faible proportion si l'on est resté au-dessous du rouge sombre. Lorsqu'on a un peu fortement chauffé, l'hydrate de chaux, facilement fusible, couvre la matière et la préserve de l'action de la vapeur d'eau. La rapidité avec laquelle les réactions ont lieu dans le commencement de l'expérience, provient de ce que la matière est d'abord rendue très-poreuse par suite de la décomposition partielle du carbonate de chaux. C'est un simple effet mécanique; le carbonate de chaux et l'hydrate de chaux ne peuvent en aucune façon faciliter la décomposition de la vapeur d'eau par les sulfures métalliques. L'addition de pyrite de fer ne modifie pas sensiblement l'action qu'exerce la vapeur d'eau sur des minerais à gangue calcaire. J'ai fait ces expériences sur les minerais très-quartzeux et sur les minerais contenant une forte proportion de gangue calcaire, parce que j'ai eu dans les mains un certain nombre de minerais d'argent de cette nature. Les résultats que j'ai obtenus sont assez intéressants pour être cités; je dois dire cependant que les directeurs d'usine trouveront toujours avantage à séparer par cassage et triage la plus grande partie des gangues terreuses; ils n'auront que bien rarement à traiter des minerais dans lesquels ces gangues soient dominantes.

Sulfures simples artificiels.

Les sulfures artificiels, tels qu'on les obtient dans les analyses, sont décomposés par la vapeur d'eau au-dessous du rouge sombre avec bien plus de facilité que les sulfures naturels. J'ai expérimenté principalement sur les sulfures de zinc, d'arsenic, d'antimoine, de plomb et d'étain. J'ai fait également quelques expériences sur le chlorure d'argent récemment précipité; je ne dirai que peu de mots sur les résultats que j'ai obtenus, parce qu'ils offrent de l'intérêt seulement au point de vue des analyses et qu'ils ne se rapportent pas au traitement métallurgique des minerais aurifères ou argentifères.

Sulfure de zinc. — Ce sulfure, séché autant que possible à l'abri du contact de l'air, est attaqué rapidement par la vapeur d'eau. L'action commence vers 200°, elle est terminée en quatre heures, quand on opère sur 100 grammes de sulfure sec. Il n'y a pas notablement d'oxyde de zinc entraîné par le courant de vapeur d'eau; la matière fixe, restée dans la nacelle, est de l'oxyde de zinc presque rigoureusement pur. La faible proportion de soufre que l'analyse fait découvrir paraît provenir de l'altération que le sulfure précipité éprouve inévitablement au contact de l'air.

Sulfure de plomb. — Le sulfure de plomb obtenu par voie humide, séché au contact de l'air, n'éprouve pas la même altération que le sulfure de zinc. Il est attaqué rapidement et complétement par la vapeur d'eau, à la température d'environ 250°. Quand on opère sur 100 grammes la décomposition complète exige environ huit heures. On retrouve dans la nacelle la totalité du plomb à l'état d'oxyde parfaitement pur.

Sulfure d'étain. — Le sulfure d'étain, tel qu'on l'obtient dans les analyses, est décomposé rapidement par la vapeur d'eau à 250°. Le soufre est entièrement expulsé à l'état d'hydrogène sulfuré et l'étain passe à l'état d'oxyde qui reste en totalité dans la nacelle. L'état d'oxydation de l'étain est certainement compris entre le protoxyde et le peroxyde. Il doit se rapporter à l'une des deux formules Sn^2O^5, Sn^3O^4; mais je n'ai pas fait d'expériences spéciales pour déterminer exactement la composition de cet oxyde. La réaction de la vapeur d'eau est utilisée dans les analyses pour effectuer la séparation de l'étain et de l'antimoine; mais la composition exacte de l'oxyde d'étain fixe obtenu par l'action de la vapeur d'eau sur les sulfures, n'a pas une véritable importance, car pour doser l'étain, il faut toujours transformer cet oxyde en bioxyde par l'action de l'acide azotique.

Quand on se sert de la vapeur d'eau dans une analyse, on n'a généralement à traiter qu'un poids très-faible de sulfure d'étain et d'antimoine; les réactions exigent peu de temps, mais lorsqu'on fait l'expérience sur 100 gram-

mes de sulfure d'étain, on est obligé de continuer à faire agir la vapeur pendant douze heures pour expulser entièrement le soufre.

Sulfures d'arsenic et d'antimoine. — Ces sulfures sont obtenus par voie humide, mélangés d'une certaine proportion de soufre libre. Quand on traite ces mélanges par la vapeur d'eau entre 200° et le rouge sombre, le soufre en excès est rapidement volatilisé, les sulfures sont décomposés, avec dégagement d'hydrogène sulfuré et formation d'acide arsénieux et d'oxyde d'antimoine. Ces deux composés sont entraînés en totalité par la vapeur d'eau : ils éprouvent au contact de l'hydrogène sulfuré la transformation partielle en sulfure dont j'ai déjà parlé. Il ne reste rien dans la nacelle, l'action de la vapeur est plus rapide que pour les sulfures précédemment examinés, 100 grammes de sulfure d'arsenic ou de sulfure d'antimoine disparaissent dans un courant rapide de vapeur d'eau en moins de quatre heures.

Chlorure d'argent. — J'ai fait quelques expériences sur le chlorure d'argent précipité, séché et conservé à l'abri de la lumière, en opérant sur le chlorure seul et sur le chlorure mélangé avec des proportions variables de pyrite de fer.

Lorsqu'on fait agir la vapeur d'eau sur le chlorure seul, il y a volatilisation considérable du chlorure, la perte par volatilisation est beaucoup plus forte que lorsque l'on opère sur le chlorure naturel. Il reste dans la nacelle, après plusieurs heures d'action de la vapeur, un mélange d'argent métallique et de chlorure non décomposé.

Le résultat est bien différent lorsque le chlorure est intimement mélangé avec de la pyrite de fer ; l'action est vive et rapide : tout l'argent reste dans la nacelle à l'état métallique, mélangé avec l'oxyde de fer. En employant 50 grammes de chlorure d'argent et 50 grammes de pyrite de fer, on doit prolonger pendant six heures l'action de la vapeur d'eau pour arriver à la décomposition totale du chlorure.

SULFURES COMPLEXES.

Mes expériences ont porté sur le cuivre gris, sur la pyrite arsenicale et sur un minerai de Californie contenant à peu près en parties égales du sulfure d'antimoine et de la blende, en mélangeant intimement chacune de ces matières avec des proportions variables de pyrite de fer. J'ai cherché d'abord à déterminer la proportion de pyrites qu'il faut employer pour arriver à l'expulsion à peu près complète de l'arsenic et de l'antimoine, et pour obtenir à l'amalgamation la totalité de l'or et de l'argent contenus dans les minerais. J'ai fait ensuite l'évaluation de la dépense d'eau vaporisée.

Cuivre gris. — J'ai opéré sur du cuivre gris antimonial, assez riche en ar-

gent, contenant environ 50 p. 100 de gangue quartzeuse. La proportion de pyrite nécessaire est de 100 de pyrite pour 100 de minerai; avec une proportion moins forte, je n'ai pas obtenu de bons résultats à l'amalgamation : en forçant la quantité de pyrite, l'amalgamation se fait encore très-bien, mais la durée du grillage est plus longue. On voit qu'en tenant compte de la gangue, il ne faut pas moins de 200 de pyrite pour 100 de cuivre gris pur.

La nacelle contenant 75 grammes de cuivre gris intimement mélangé avec 75 grammes de pyrite de fer, le tube est maintenu entre 250 et 300°, on doit faire agir la vapeur pendant quarante-cinq heures pour arriver à la cessation du dégagement de l'hydrogène sulfuré; on dépense 70 litres d'eau vaporisée, c'est-à-dire plus de 900 parties d'eau pour 1 partie de cuivre gris.

Pyrite arsenicale. — J'ai obtenu à peu près les mêmes résultats pour la pyrite arsenicale : il faut la mélanger avec 200 de pyrite de fer pour 100 de pyrite arsenicale pure contenue dans le minerai, et faire agir plus de 900 parties d'eau en vapeur pour 1 partie de minerai arsenical. Si on emploie une proportion moins forte de pyrite, on ne retire pas la totalité de l'or par amalgamation.

Sulfure d'antimoine et blende. — Ce minerai n'exige pas autant de pyrite de fer que le cuivre gris et la pyrite arsenicale : j'ai obtenu de bons résultats à l'amalgamation avec 20 p. 100 de pyrite de fer : cependant les opérations marchent mieux quand on emploie 25 p. 100 de pyrite. En opérant sur 120 grammes de minerai presque exempt de gangue, intimement mélangé avec 30 grammes de pyrite de fer, le grillage par la vapeur d'eau est terminé en quarante heures. La consommation est de 60 litres, soit de 500 parties d'eau vaporisée pour 1 partie de minerai.

Observations.

J'ai cherché à me rendre compte de l'influence qu'exerce sur le rendement à l'amalgamation l'imperfection du grillage par la vapeur d'eau, j'ai obtenu à cet égard des résultats très-variables suivant la nature des minerais : je ne citerai pas les nombres que j'ai constatés, je me contenterai d'indiquer les conclusions auxquelles je suis arrivé.

1° Toutes les fois que le grillage n'est pas poussé jusqu'à la fin des réactions, c'est-à-dire jusqu'à ce qu'il ne se dégage plus d'hydrogène sulfuré, le rendement à l'amalgamation est trop faible.

2° La perte qui résulte de l'imperfection du grillage est relativement plus forte pour l'argent que pour l'or. Cela tient bien évidemment à ce que dans les expériences conduites comme je l'ai indiqué précédemment l'argent reste, au moins en grande partie, à l'état de sulfure, jusqu'à la fin de

l'action de la vapeur d'eau; quant à l'or il ne passe pas à l'état de sulfure aussi facilement que l'argent.

3° Pour les minerais d'or aussi bien que pour les minerais d'argent, la perte de métal précieux à l'amalgamation est notable quand l'action de la vapeur d'eau n'a pas été prolongée tout à fait jusqu'à la fin des réactions : le rendement varie de 70 à 90 p. 100 de la teneur indiquée par les essais, tandis qu'avec des grillages bien conduits, j'ai toujours dépassé la teneur à l'essai.

4° Si, pendant l'action de la vapeur, la température s'élève au-dessus du rouge sombre, l'amalgamation ne donne pas de bons résultats. La perte qui provient d'une température trop élevée, est bien plus grande pour l'argent que pour l'or. Je peux même affirmer que pour les pyrites aurifères, il n'y a pas diminution *trop notable* dans le rendement, pourvu que la matière ne se soit pas agglomérée pendant le grillage, et aussi à la condition que la température n'ait pas été assez élevée pour amener l'or au point d'agglomération. Pour les minerais argentifères, la diminution du rendement s'explique très-aisément : un peu au-dessus du rouge sombre, l'argent métallique s'agglomère et ne se dissout plus ensuite que très-lentement dans le mercure.

Résumé.

Par cette première série d'expériences, j'ai démontré que la vapeur d'eau agissant, au-dessous du rouge sombre, sur les minerais d'or et d'argent de toute nature, chlorures, sulfures, sulfures complexes, etc., mélangés intimement avec une proportion convenable de pyrite de fer, amène ou laisse les deux métaux précieux à l'état métallique, état sous lequel ils peuvent être aisément amalgamés par simple trituration avec du mercure. C'est la vérification et, en même temps, l'extension des résultats annoncés par M. Cumenge.

J'ai démontré également que le grillage par la vapeur d'eau exige un temps considérable et une consommation de vapeur telle qu'il est impossible de songer à proposer cette méthode à l'industrie. Il m'a fallu employer même pour des minerais peu complexes, les pyrites de fer et la blende, de 300 à 400 parties d'eau vaporisée pour 1 partie de minerai. La dépense en grand peut être certainement réduite, mais elle serait encore trop forte pour que l'application fût économique, quand bien même on parviendrait à réduire la consommation au tiers de celle constatée dans mes expériences.

Tous ces faits m'ont conduit à conclure que l'action de la vapeur d'eau permettant d'amener l'or et l'argent à l'état métallique, quelle que soit la nature des minerais, cette réaction devait être susceptible d'un emploi très-avantageux dans l'industrie; mais qu'avant de penser à l'application indus-

trielle, il fallait trouver le moyen de réduire considérablement la dépense de vapeur et le temps nécessaire aux réactions.

C'est à la recherche de ces moyens que j'ai consacré les deux séries d'expériences dont il me reste à parler.

SECONDE SÉRIE D'EXPÉRIENCES.

L'emploi de la vapeur surchauffée très-fortement m'a permis de réduire beaucoup la durée du grillage; cette seule modification aidée par une disposition rationnelle des appareils industriels, résout jusqu'à un certain point le problème, et on peut appliquer avec assez d'économie, dans quelques localités, le grillage par la vapeur surchauffée au traitement des cuivres gris argentifères; mais ainsi que je l'exposerai plus loin, le surchauffage de la vapeur n'est pas le seul perfectionnement nécessaire.

L'appareil que j'ai employé pour mes expériences de laboratoire est représenté Pl. XXXV, fig. 1 et 2.

La vapeur est produite dans un générateur en cuivre de 6 litres de capacité, chauffé au gaz. Le niveau de l'eau est indiqué par un tube de verre, disposé verticalement comme les tubes indicateurs des chaudières à vapeur. L'eau peut être introduite rapidement pendant le cours d'une expérience, par un orifice spécial, fermé par un bouchon métallique à vis.

Un tuyau de plomb sert à la prise de vapeur, il s'élève verticalement à environ $0^m,40$ au-dessus du générateur, puis se recourbe pour aboutir à un tube de fer de $0^m,02$ de diamètre intérieur, disposé horizontalement dans un four à réverbère. Le tube est chauffé au rouge vif pendant les expériences; la vapeur, en le traversant, acquiert une température d'au moins 400°.

Au delà, la vapeur passe dans le tube en terre réfractaire et agit sur les minerais placés dans une nacelle en porcelaine. Le tube est enduit du lut fusible précédemment décrit, son diamètre intérieur est $0^m,06$; la nacelle peut contenir 250 grammes de minerais ou du mélange des minerais avec la pyrite de fer. La vapeur, les gaz et les produits volatils traversent une allonge de verre recourbée, engagée sous une cheminée à tirage actif.

Les minerais grillés sont passés à l'amalgamation dans un appareil mieux approprié que le mortier de porcelaine à la réussite de l'opération. Le travail est tout aussi long, mais les résultats sont plus nets et permettent de comparer avec certitude les rendements en or et en argent des divers minerais traités par la vapeur d'eau. Je crois devoir consacrer dans le chapitre II un paragraphe spécial à l'amalgamation, parce que les recherches que j'ai faites à ce sujet m'ont conduit à proposer pour les usines un procédé particulier d'amalgamation pour les minerais traités par la vapeur d'eau.

J'ai expérimenté par la vapeur surchauffée, presque tous les minerais d'or et d'argent sur lesquels j'avais déjà fait agir la vapeur non surchauffée. Je n'ai laissé de côté que le chlorure d'argent par la raison suivante : sous l'influence de la vapeur d'eau, le chlorure, mélangé avec une proportion convenable de pyrites, est rapidement décomposé : son traitement présente beaucoup moins de difficultés que celui des sulfures simples et complexes, et, d'ailleurs, tous les résultats obtenus pour le traitement des sulfures, sont encore plus facilement réalisables pour le chlorure d'argent.

Il me paraît inutile de décrire ici toutes les expériences que j'ai dû faire : je citerai seulement celles qui suffisent pour caractériser l'influence que le surchauffage de la vapeur exerce sur le traitement des minerais aurifères et argentifères.

Pyrite de fer. — Je traite 250 grammes de pyrite aurifère par la vapeur surchauffée, en maintenant la nacelle à peu près à la température à laquelle la réaction se fait rapidement, entre 250 et 300°. Il ne se dégage plus d'hydrogène sulfuré vingt-quatre heures après le commencement des réactions. La dépense d'eau est de 35 litres, soit de 140 p. d'eau pour 1 p. de pyrite. L'influence du surchauffage de la vapeur est donc de diminuer la dépense de vapeur d'eau dans le rapport de 100 : 42. L'amalgamation de la pyrite grillée se fait avec facilité et donne même un rendement plus élevé que celui que j'avais obtenu en grillant la même pyrite par la vapeur non surchauffée. Je ne peux pas insister sur ce rendement plus élevé, parce que l'appareil d'amalgamation n'a pas été le même dans les deux cas. Je constate seulement que le surchauffage de la vapeur a réduit de plus de moitié le temps de l'opération et la dépense d'eau vaporisée, sans influer sur le rendement à l'amalgamation.

Blende. — J'opère sur un mélange de 200 grammes de blende argentifère et de 50 grammes de pyrite de fer, en chauffant le tube de terre entre 250 et 300°. La réaction est très-vive pendant les premières heures; le dégagement d'hydrogène sulfuré cesse d'être perceptible après vingt heures. La dépense d'eau vaporisée est de 30 litres, soit de 150 p. d'eau pour 1 p. de blende ou de 120 p. d'eau pour 1 p. du mélange de blende et de pyrite. L'amalgamation du minerai grillé se fait avec facilité et donne pour l'argent un rendement supérieur de 8 p. 100 à la teneur indiquée par l'essai de la blende : la pyrite employée pour le mélange ne contenait ni or, ni argent. L'influence favorable du surchauffage de la vapeur est encore plus marquée que pour la pyrite de fer aurifère.

Blende et sulfure d'antimoine. — Je traite par la vapeur surchauffée 150 grammes de minerai argentifère contenant la blende et le sulfure d'antimoine à peu près en parties égales, intimement mélangés avec 100 grammes de pyrite de fer. Le tube de terre est maintenu entre 250 et 300°. Les réac-

tions sont très-vives et le dégagement d'hydrogène sulfuré cesse complétement après vingt-quatre heures. La consommation de vapeur est de 35 litres, soit de 233 p. pour 1 p. de minerai, ou de 140 p. pour 1 p. du mélange pyrite et minerai. La matière grillée donne à l'amalgamation un rendement supérieur à la teneur accusée par l'essai.

Pyrite arsenicale. — La pyrite arsenicale aurifère mise en expérience, contient environ moitié de son poids de gangue quartzeuse. Je fais un mélange intime de 165 grammes pyrite arsenicale et 85 grammes de pyrite de fer. Je chauffe le tube comme dans les expériences précédentes, entre 250 et 300°. L'hydrogène sulfuré ne cesse de se dégager qu'au bout de vingt-six heures. La dépense d'eau vaporisée est de 38 litres, soit de 230 p. pour 1 p. de pyrite arsenicale, ou de 152 p. pour 1 p. du mélange de pyrite arsenicale et de pyrite de fer. J'obtiens à l'amalgamation un rendement notablement supérieur à la teneur indiquée par l'essai.

Cuivre gris. — J'opère sur du cuivre gris argentifère séparé autant que possible de sa gangue par triage à la main, tenant au plus 25 p. 100 de gangue quartzeuze : je mélange 150 grammes de cuivre gris, avec 100 grammes de pyrite. L'expérience est conduite comme les précédentes à une température comprise entre 250 et 300°. Les réactions sont terminées au bout de vingt-quatre heures : la dépense en eau vaporisée est de 40 litres, soit de 266 p. d'eau pour 1 p. de cuivre gris, ou de 160 p. d'eau pour 1 p. du mélange de cuivre gris et de pyrite. Le rendement à l'amalgamation est supérieur à la teneur indiquée par l'essai.

Conclusions.

De toutes les expériences que j'ai faites en me servant de la vapeur d'eau surchauffée, j'ai tiré ces conclusions :

1° En comparant les résultats obtenus à ceux que m'avait donnés la première série d'expériences (vapeur non surchauffée), le surchauffage de la vapeur rend le grillage bien plus rapide. Le temps nécessaire au grillage, la dépense de vapeur d'eau sont réduits en moyenne dans le rapport de 5 : 2.

2° La dépense de vapeur est encore très-grande ; cependant il est permis d'espérer que dans les appareils industriels, on pourra réduire de beaucoup la consommation.

3° L'amalgamation des minerais parfaitement grillés par la vapeur surchauffée se fait avec une grande facilité; les résultats dépassent ceux qu'on obtient avec la vapeur non surchauffée.

4° Les conditions essentielles à un bon grillage sont encore les mêmes : les minerais doivent être mélangés avec des proportions de pyrites variables sui-

vant la nature de ces minerais; l'action de la vapeur doit être continuée jusqu'à cessation complète de dégagement de l'hydrogène sulfuré : la température doit toujours être un peu inférieure au rouge sombre.

5° Le rendement à l'amalgamation des minerais bien grillés est toujours supérieur à la teneur indiquée par les essais : ce résultat est le même pour les minerais de composition simple et pour les minerais les plus complexes, tels que la pyrite arsenicale, le cuivre gris, le sulfure d'antimoine mélangé de blende; c'est-à-dire pour les minerais qui sont désignés en Amérique sous le nom de minerais *rebelles*, et desquels on ne retire par amalgamation que des fractions très-faibles de l'or et de l'argent contenus.

D'après ces résultats, j'ai pensé que même avec une forte consommation de vapeur d'eau et une longue durée de grillage, il serait possible de traiter avantageusement en Amérique un certain nombre de minerais rebelles, riches en or et en argent, qui sont considérés jusqu'ici comme inexploitables.

Les expériences en grand faites par M. Gaillardon, en 1864, 65, 66 et 67, dans des conditions presque toujours défavorables, ont démontré la possibilité d'opérer industriellement en réalisant les mêmes résultats que j'obtenais au laboratoire. Mais en grand comme en petit, la durée du grillage est très-longue. Il en résulte dans l'application que les frais de traitement sont très-élevés, et que l'action de la vapeur d'eau même surchauffée ne peut être utilisée que pour un certain nombre de minerais riches. De là j'ai conclu qu'il fallait entreprendre une nouvelle série d'expériences, dans le but d'arriver à diminuer beaucoup la longueur du grillage, et la dépense de vapeur d'eau : c'est seulement à la suite de cette série d'expériences que j'ai véritablement résolu le problème de l'emploi économique de la vapeur dans le traitement des minerais d'or et d'argent.

TROISIÈME SÉRIE D'EXPÉRIENCES.

Le point de départ de cette nouvelle serie d'expériences est le suivant :

Mes travaux de laboratoire de 1854 à 1867, les essais faits en grand en Californie démontrent que la vapeur surchauffée agit complétement, mais avec trop de lenteur sur les minerais d'or et d'argent, traités seuls ou mélangés avec des pyrites. La plupart des minerais exigent l'addition d'une proportion assez forte de pyrite pour un grillage complet, et c'est précisément cette addition obligatoire des pyrites qui augmente la durée de l'opération. De là, cette conclusion qu'il faut éviter l'addition de pyrites et trouver une autre matière minérale qui, mélangée avec les divers minerais simples ou

complexes, permette d'abréger beaucoup la durée de l'action de la vapeur d'eau, et de conserver en même temps le résultat important obtenu à l'aide des pyrites, que les minerais grillés contiennent l'or et l'argent en totalité à l'état métallique. J'ai expérimenté, avec un succès complet, l'oxyde de manganèse, l'oxyde de fer et les pyrites de fer bien grillées à l'air. La pyrite de fer grillée au contact de l'air agit seulement par le peroxyde de fer qui a été produit : elle doit être évidemment préférée aux minerais de fer et de manganèse dans toutes les localités où la pyrite est notablement aurifère; par exemple dans les États de l'Amérique. Les minerais de fer ne contiennent pas ordinairement de l'or et de l'argent; il en est de même des minerais de manganèse; on ne peut guère citer comme exception que l'oxyde de manganèse qui constitue le *chapeau* d'un petit nombre de filons argentifères du Mexique. Par conséquent, en mélangeant une proportion notable de ces minerais avec les minerais d'or et d'argent, dans le but de faciliter l'action de la vapeur d'eau, on introduit généralement une matière stérile qui diminue notablement le poids des minerais d'or et d'argent qu'on peut traiter dans une opération.

L'action de l'oxyde de manganèse est du reste la même que celle de l'oxyde de fer; j'ai obtenu des résultats identiques avec les deux oxydes dans les nombreuses expériences que j'ai faites; cette égalité d'action étant bien constatée je n'ai employé pour mes expériences définitives que la pyrite de fer grillée sous le moufle.

L'appareil employé est le même que dans la seconde série d'expériences : la vapeur d'eau surchauffée agit sur le mélange de minerai et de pyrite grillée, pesant 250 grammes, contenu dans une seule nacelle. L'opération est continuée jusqu'à cessation certaine de toute réaction. Le minerai grillé est ensuite passé à l'amalgamation.

Je dirai une fois pour toutes que dans les expériences bien conduites, le rendement à l'amalgamation a toujours dépassé la teneur indiquée par l'essai et qu'en moyenne, le rendement a été de 110 p. 100 de la teneur à l'essai. Je ne citerai qu'un petit nombre d'expériences en choisissant celles qui font connaître la proportion de pyrite grillée à l'air qu'il convient d'employer pour les divers minerais d'or et d'argent. Je donnerai dans l'exposé des expériences l'explication du rôle que joue l'oxyde de fer dans le traitement par la vapeur d'eau.

Pyrite de fer. — Le minerai est aurifère; il contient environ 20 p. 100 de gangue quartzeuse et une faible proportion de pyrite arsenicale. Je prends 280 grammes de minerai, je les sépare en deux parties égales; l'une d'elles est grillée sous le moufle dans un têt en terre réfractaire, à la température du rouge sombre. La seule précaution prise pour le grillage est de remuer

très-fréquemment avec une tige en fer, afin d'éviter l'agglomération. Je retire la nacelle au bout de cinq heures, quand l'odeur d'acide sulfureux n'est plus perceptible. Le minerai grillé est mélangé avec la pyrite non grillée par longue trituration dans un mortier : le mélange est placé dans la nacelle et soumis au-dessous du rouge sombre vers 300°, à l'action de la vapeur surchauffée. Les réactions commencent très-promptement; il y a d'abord dégagement de soufre, d'acide sulfureux et d'un peu d'acide arsénieux; quatre heures après le commencement des réactions, on distingue encore la présence d'un peu d'acide sulfureux dans la vapeur d'eau qui sort du tube, mais ce gaz cesse bientôt d'être perceptible et le grillage est terminé en moins de cinq heures, avec une dépense de 5 litres d'eau vaporisée, soit de 18 p. d'eau vaporisée pour 1 p. de pyrite.

En répétant la même expérience dans les mêmes conditions, mais en ne grillant sous le moufle que très-imparfaitement la moitié du minerai, on observe des différences notables dans la nature des produits volatils et dans la durée de l'expérience. Il se dégage d'abord beaucoup de soufre et un peu d'acide arsénieux; la vapeur sortant du tube entraîne ensuite presque exclusivement de l'hydrogène sulfuré. Le grillage n'est terminé qu'après douze et même seize heures, avec une dépense d'eau de 20 à 25 litres.

J'ai fait varier pour le même minerai les proportions du minerai grillé sous le moufle et j'ai pu constater que les résultats restaient très-bons entre des limites assez étendues. Ainsi, le mélange de 60 de pyrite crue avec 40 de pyrite grillée sous le moufle, exige de quatre à cinq heures seulement d'action de la vapeur d'eau; il en est de même pour le mélange de 40 de pyrite crue avec 60 de pyrite grillée sous le moufle. Les résultats de l'amalgamation sont aussi favorables.

C'est seulement quand il y a une trop grande disproportion entre les poids de pyrite crue et de pyrite grillée sous le moufle que les résultats sont différents.

Les différences peuvent être résumées brièvement :

Pyrite grillée sous le moufle en trop faible proportion, ou pyrite mal grillée. — L'action de la vapeur surchauffée est lente; la dépense d'eau vaporisée est très-forte. Le rendement à l'amalgamation est bon quand on pousse l'opération jusqu'à ce qu'il ne se dégage plus d'hydrogène sulfuré.

Pyrite bien grillée sous le moufle en trop forte proportion. — L'action de la vapeur surchauffée est terminée en moins de quatre heures; le rendement à l'amalgamation est moins élevé; il est même inférieur à la teneur indiquée par l'essai, toutes les fois que la proportion de la pyrite grillée dépasse 200 p. 100.

Il est facile de se rendre compte des principales réactions : je prends pour

exemple le mélange en parties égales du minerai cru et du minerai bien grillé sous le moufle. Le peroxyde de fer en contact intime avec les sulfures de la pyrite crue agit comme oxydant et produit des acides sulfureux et arsénieux et du protoxyde de fer; l'or n'est pas oxydé. La vapeur d'eau amène le protoxyde de fer à l'état d'oxyde magnétique qui agit à son tour comme oxydant. A ces actions entièrement oxydantes se joint l'action de la vapeur surchauffée sur les sulfures qui donnent de l'hydrogène sulfuré, de l'oxyde de fer et de l'acide arsénieux; cette action devient de plus en plus secondaire à mesure que la proportion des sulfures devient plus faible. Il en résulte que le grillage dans l'atmosphère de vapeur surchauffée est produit principalement par l'action oxydante de l'oxyde de fer et par l'action également oxydante de la vapeur sur le protoxyde de fer qui est produit jusqu'à la fin des réactions. Le soufre qui se dégage au commencement de l'expérience provient de la double décomposition de l'hydrogène sulfuré et de l'acide sulfureux. Il ne peut échapper à cette décomposition qu'une faible partie de l'hydrogène sulfuré et cela dans le commencement de l'expérience. Vers la fin il ne peut y avoir que de l'acide sulfureux entraîné par la vapeur.

Dans le cas où le minerai grillé est en faible proportion, ou bien lorsque l'oxydation sous le moufle a été seulement partielle, le mélange que l'on a soumis à l'action de la vapeur d'eau ne contient pas une assez forte proportion d'oxyde de fer pour que l'action de cet oxyde soit dominante. La décomposition des sulfures est faite en grande partie par la vapeur d'eau, ce qui explique très-bien la durée plus longue de l'opération. L'action de la vapeur est pour ainsi dire abrégée proportionnellement à la quantité d'oxydes de fer qui se trouve en mélange intime avec les sulfures métalliques. Le rendement en or n'est pas diminué quand on fait agir la vapeur jusqu'à ce qu'il ne se dégage plus d'hydrogène sulfuré : cela résulte de mes expériences comme fait matériel et on pouvait aisément le prévoir puisque, par l'action seule de la vapeur surchauffée, on arrive à très-peu près au même rendement que par les actions combinées de l'oxyde de fer et de la vapeur d'eau.

Il est plus difficile d'expliquer pourquoi le rendement à l'amalgamation diminue d'une manière très-notable quand la proportion de pyrite de fer bien grillée dépasse, dans le mélange, une certaine proportion. Le même effet n'est pas produit quand on emploie du minerai de fer (peroxyde de fer) au lieu des pyrites aurifères grillées. Cela démontre déjà que la diminution de rendement doit être attribuée au grillage sous le moufle. Il se forme donc pendant ce grillage des composés de l'or qui ne peuvent être détruits pendant ce traitement par la vapeur d'eau qu'autant que les sulfures entrent dans le mélange en assez forte proportion. Il m'a été impossible de déterminer la nature de ces composés : il est également impossible de reconnaître à quel

état chimique l'or entre dans les pyrites aurifères, accompagnées d'un peu de pyrite arsenicale, sur lesquelles j'ai opéré. Mais de mes expériences, confirmées par les observations faites en Californie dans le traitement industriel, il résulte que pour les pyrites peu arsenicales, il est essentiel de ne pas soumettre au grillage préalable à l'air notablement plus de la moitié des minerais. La diminution du rendement est déjà très-sensible quand on grille à l'air les 70 p. 100 des minerais.

Pyrites arsenicales — J'ai expérimenté sur des minerais contenant environ 40 p. 100 de gangue quartzeuse, composés principalement de pyrite arsenicale, avec une faible proportion de pyrite de fer et assez riches en or. J'ai d'abord cherché à les traiter comme les précédents, en soumettant à l'action de la vapeur surchauffée le mélange intime d'une partie du minerai cru, avec une autre partie préalablement grillée sous le moufle. J'ai fait varier les proportions de ces deux parties sans pouvoir arriver à obtenir pour l'amalgamation un rendement convenable. J'ai toujours obtenu moins d'or que les essais n'en indiquaient. Peut-être sera-t-il possible de mieux réussir dans un traitement en grand. Il est facile de régler à volonté l'arrivée de l'air dans un grand four à réverbère, et de limiter l'action oxydante qui est toujours très-énergique sous le moufle. Je fonde mon opinion sur le fait suivant. Les rendements les moins défavorables que j'ai obtenus, correspondent aux grillages sous le moufle dans lesquels j'ai cherché à limiter l'action oxydante.

Je suis, du reste, parvenu à traiter très-bien ces minerais arsenicaux en les mélangeant en parties égales avec des pyrites peu arsenicales bien grillées sous le moufle.

Le mélange de 125 grammes pyrite arsenicale aurifère avec 125 grammes de pyrite de fer parfaitement grillée, traité par la vapeur surchauffée, se comporte à très-peu près comme je l'ai indiqué pour le premièr exemple. La seule différence est qu'il se dégage une proportion bien plus forte d'acide arsénieux. L'opération est terminée en cinq heures. La matière retirée de la nacelle se laisse amalgamer avec facilité : le rendement en or est notablement supérieur à la teneur indiquée par les essais de la pyrite arsenicale et de la pyrite de fer qui a été en totalité grillée sous le moufle.

Les résultats sont bien différents quand on ne mélange pas à la pyrite arsenicale une proportion suffisante de pyrite de fer grillée. Ainsi le mélange de 180 grammes pyrite arsenicale avec 70 grammes de pyrite grillée, traité par la vapeur surchauffée, exige de quinze à vingt heures d'action de la vapeur, et le rendement à l'amalgamation est inférieur à la teneur indiquée par les essais.

Lorsqu'au contraire le mélange contient une proportion trop grande de

pyrite grillée, par exemple, 150 grammes de pyrite grillée pour 100 grammes de pyrite arsenicale, les réactions qui ont lieu dans le traitement par la vapeur surchauffée sont promptement terminées, en moins de quatre heures, mais le rendement à l'amalgamation est encore inférieur à la teneur indiquée par les essais. J'ai répété plusieurs fois ces expériences, et je suis arrivé à la conclusion que pour obtenir un bon rendement à l'amalgamation et, en même temps, la rapidité du traitement par la vapeur (de 18 à 20 parties d'eau vaporisée pour 1 partie du mélange), il faut faire agir la vapeur sur un mélange à très-peu près en parties égales de pyrite arsenicale et de pyrite grillée sous le moufle. Les proportions du minerai cru et du minerai grillé à l'air ne peuvent pas varier dans des limites étendues, comme cela est permis quand on traite des pyrites peu arsenicales.

J'ai répété les mêmes expériences en remplaçant la pyrite grillée par du minerai de fer et par du minerai de manganèse, tous les deux ne renfermant qu'une très-faible proportion de gangue terreuse; j'ai obtenu des résultats analogues. Pour la pyrite arsenicale, contenant environ 40 p. 100 de gangue quartzeuse, il faut mélanger la pyrite à très-peu près avec son poids d'oxyde de fer ou d'oxyde de manganèse, pour obtenir à l'amalgamation un rendement supérieur à la teneur à l'essai. Pour 250 grammes du mélange, l'action de la vapeur surchauffée est terminée en quatre heures; la dépense d'eau vaporisée ne dépasse pas 5 litres; mais cette dépense doit être rapportée à 125 grammes seulement de pyrite arsenicale, puisque les oxydes métalliques ne sont pas aurifères. La dépense d'eau vaporisée est de 30 parties pour 1 partie de pyrite.

Dans toutes mes expériences, j'ai cherché à déterminer approximativement la proportion d'arsenic contenu dans les résidus de l'amalgamation. J'ai obtenu des teneurs assez variables, mais toutes supérieures à 15 p. 100. Il y a sous ce rapport une énorme différence entre les deux procédés de traitement par la vapeur d'eau. Dans le procédé primitivement proposé par M. Cumenge, modifié comme je l'ai indiqué précédemment, la pyrite arsenicale doit être mélangée avec son poids de pyrite de fer, la dépense de vapeur d'eau est considérable, mais presque tout l'arsenic est expulsé. Dans le procédé de traitement dont je parle maintenant, la pyrite arsenicale étant mélangée avec son poids d'oxyde de manganèse, d'oxyde de fer ou de pyrite presque pure grillée sous le moufle, l'action de la vapeur est très-promptement terminée; on retire à l'amalgamation à très-peu près la totalité de l'or contenu dans les minerais, mais une grande partie de l'arsenic reste dans les résidus de l'amalgamation.

Blende. — Je n'ai fait qu'un petit nombre d'expériences sur la blende; ce minerai est généralement peu riche en argent, ce qui rend assez difficile de

comparer les résultats obtenus à l'amalgamation. J'ai obtenu de bons résultats en mélangeant la blende avec l'oxyde de fer ou avec des pyrites grillées, dans des proportions assez variables, depuis 1/2 partie jusqu'à 1 partie d'oxyde de fer ou de pyrites grillées pour 1 partie de blende. En opérant sur 250 grammes du mélange, les réactions sont terminées en moins de quatre heures, avec une dépense de 5 litres environ d'eau vaporisée. Le traitement par la vapeur d'eau exige encore moins de temps lorsque la proportion de l'oxyde de fer est plus forte, mais alors le rendement à l'amalgamation diminue. Ce résultat est analogue à celui que j'ai déjà signalé pour les pyrites aurifères; je ne peux en donner aucune explication théorique bien nette; j'ai constaté avec certitude cette diminution dans le rendement : elle ne s'élève un peu que quand l'excès d'oxyde de fer (minerai de fer ou pyrite grillée) est considérable.

Blende et sulfure d'antimoine. — J'ai fait mes expériences sur le minerai de la mine de *Sheba*, Californie, contenant à peu près parties égales des deux sulfures métalliques, riche en argent, et ne renfermant qu'une très-faible proportion de gangue quartzeuse. J'ai employé, comme oxydant, de la pyrite de fer à très-peu près pure et ne contenant ni or, ni argent, bien grillée sous le moufle. J'ai fait varier dans des limites assez étendues la proportion de la pyrite grillée. Les meilleurs résultats sous le rapport de la rapidité de l'action de la vapeur d'eau et du rendement à l'amalgamation, correspondent aux proportions suivantes : pyrite grillée de 60 à 160, minerai d'argent 100.

Quand j'ai employé moins de 60 p. 100 de pyrite grillée, le grillage a été plus long, le rendement à l'amalgamation moins élevé. Avec une proportion de pyrite supérieure à 160 p. 100 le traitement par la vapeur d'eau est très-rapide, mais le rendement en argent diminue très-notablement. Pour 125 grammes de minerai et 125 grammes de pyrite grillée, il faut environ quatre heures d'action de la vapeur surchauffée, la dépense d'eau vaporisée est de 5 litres, soit de 30 parties d'eau vaporisée pour 1 partie de minerai. Le rendement à l'amalgamation est supérieur d'au moins 10 p. 100 à la teneur indiquée par l'essai. Les résidus de l'amalgamation contiennent beaucoup d'antimoine. Pour le minerai antimonial argentifère, il est facile d'expliquer la fâcheuse influence d'un excès de pyrite grillée : il y a formation d'antimoniate d'argent que le mercure ne décompose pas.

Cuivre gris. — J'ai fait de nombreuses expériences sur le cuivre gris, afin de chercher s'il était possible de traiter ce minerai pour argent et ensuite pour cuivre, en faisant agir la vapeur surchauffée sur le minerai mélangé avec de l'oxyde de manganèse, de l'oxyde de fer ou des pyrites grillées. Je n'ai pas réussi et je ne vois pas au moment actuel, d'autre moyen de résoudre

le problème que celui précédemment énoncé : mélanger le cuivre gris avec son poids de pyrite de fer, faire agir la vapeur surchauffée, amalgamer la matière grillée et traiter pour cuivre les résidus de l'amalgamation qui ne contiennent qu'une faible proportion d'arsenic et d'antimoine. Ce mode de traitement est peu économique, en raison du temps très-long qu'exige le grillage par la vapeur d'eau et, par suite, il n'est applicable que dans des cas tout particuliers. En employant les réactifs oxydants, on abrége beaucoup la durée du grillage par la vapeur, on arrive par l'amalgamation à extraire tout l'argent; mais les résidus de l'amalgamation contiennent trop d'arsenic et d'antimoine pour qu'on puisse les traiter avantageusement pour cuivre : ce métal doit être considéré comme perdu. Les résultats du traitement pour argent sont analogues à ceux que j'ai obtenus pour le minerai blende et sulfure d'antimoine.

J'ai expérimenté sur le cuivre gris antimonial riche en argent d'Austin (Amérique), contenant environ 50 p. 100 de gangue quartzeuse. Je l'ai mélangé avec des proportions variables de pyrite de fer bien oxydée par grillage sous le moufle, 50, 75, 100, 125, 150, 200 de pyrite grillée pour 100 de cuivre gris. Les meilleurs résultats m'ont été donnés par les mélanges contenant de 75 à 150 de pyrite grillée. Pour 250 grammes des mélanges, l'action de la vapeur surchauffée est terminée en moins de cinq heures, la dépense d'eau n'atteint pas 6 litres, et le rendement à l'amalgamation est notablement supérieur à la teneur indiquée par l'essai.

Le mélange contenant 200 de pyrite grillée pour 100 de cuivre gris, donne à l'amalgamation un rendement inférieur à l'essai; la durée de l'action de la vapeur d'eau est de quatre heures seulement. La perte constatée sur l'argent s'explique aisément par la formation d'arséniate et d'antimoniate d'argent.

Le mélange de 50 de pyrite grillée et de 100 de cuivre gris exige au contraire que l'action de la vapeur d'eau soit prolongée davantage; mais le résultat de l'amalgamation est moins défavorable; le rendement dépasse encore un peu la teneur à l'essai.

D'après ces expériences, la proportion des pyrites grillées qu'il convient d'adopter dépend de la nature de ces pyrites; si elles ne contiennent pas d'or en quantité appréciable, il importe d'en employer le moins possible : la proportion la plus convenable est alors 80 de pyrites grillées pour 100 de cuivre gris : pour 250 grammes du mélange, il faut cinq heures d'action de la vapeur d'eau et une dépense d'eau de 6 litres, soit de 43 d'eau vaporisée pour 1 de cuivre gris.

Dans le cas où les pyrites sont notablement aurifères, on doit calculer les proportions d'après des considérations diverses. Les explications que je vais

présenter au sujet du traitement du cuivre gris sont également applicables à l'emploi des pyrites aurifères grillées dans le traitement de la blende, du sulfure d'antimoine et des autres minerais argentifères et aurifères.

Je suppose la pyrite aurifère assez notablement arsenicale : c'est un cas qui se présentera fréquemment dans les États de l'Amérique. On la grille sous le moufle en totalité. Ainsi traitée, soumise à l'action de la vapeur surchauffée, et ensuite à l'amalgamation, elle ne céderait pas au mercure la totalité de l'or contenu. Mélangée dans une proportion convenable avec le cuivre gris, elle cède au mercure après l'action de la vapeur surchauffée la totalité de son or, en même temps que tout l'argent du cuivre gris passe à l'état d'amalgame, mais il n'en est plus ainsi lorsque la proportion du cuivre gris n'est pas suffisante ; on constate alors à l'amalgamation une perte notable d'or et d'argent. On ne doit pas dépasser la proportion de 120 de pyrite grillée pour 100 de cuivre gris (à 50 p. 100 de gangue).

Il y a donc dans le cas de pyrites aurifères, pour les proportions du mélange un maximum aussi bien qu'un minimum indiqués par l'expérience, et il est essentiel de se tenir entre les limites de 80 à 120 de pyrites grillées pour 100 de cuivre gris.

Si donc on se trouve placé dans des conditions spéciales où il faut traiter notablement plus de pyrites aurifères que de cuivre gris, il importe de ne pas soumettre au grillage la totalité des pyrites, on en grille une portion telle que le mélange de cuivre gris, de la pyrite non grillée et de la pyrite grillée contienne environ 100 de pyrite grillée pour 100 de cuivre gris et de pyrite non grillée. Dans ces conditions j'ai toujours obtenu les meilleurs résultats.

Résumé.

Mes nombreuses expériences sur divers minerais d'or et d'argent, mélangés avec de l'oxyde de manganèse, de l'oxyde de fer, des pyrites grillées, m'ont amené à reconnaitre que la dépense d'eau vaporisée est encore assez forte. Cependant elle n'est pas telle qu'on doive considérer l'application du procédé comme peu économique en grand. Je répéterai, d'ailleurs, l'observation que j'ai faite précédemment : dans les usines la vapeur d'eau peut être bien mieux utilisée que dans un tube de terre fixe, comme celui dans lequel j'ai fait mes expériences. Il est permis d'espérer que la consommation de vapeur sera bien moins considérable et réduite au quart ou même au cinquième. Je peux dire, maintenant que le résultat des essais en grand a pleinement confirmé mon appréciation, qu'avec l'appareil que je décrirai dans le chapitre III, la dépense d'eau vaporisée ne dépasse pas 8 parties d'eau pour 1 partie du mélange des minerais.

L'emploi des réactifs oxydants s'applique avec avantage à tous les minerais d'or et d'argent, sauf deux exceptions : d'une part le chlorure d'argent, de l'autre les cuivres gris, desquels on cherche à retirer le cuivre après avoir extrait l'argent et l'or.

Pour ces deux minerais, la formule de traitement métallurgique est la suivante :

1° Mélange intime du minerai avec une proportion convenable de pyrites. Cette proportion est ordinairement assez faible pour les minerais chlorurés : elle est notable au contraire pour les cuivres gris, et on peut généralement admettre qu'il faut employer parties égales de pyrite et de cuivre gris;

2° Grillage un peu au-dessous du rouge sombre, par la vapeur d'eau surchauffée; l'opération est prolongée jusqu'à ce qu'il n'y ait plus dégagement d'hydrogène sulfuré, elle exige un temps considérable et une forte dépense d'eau vaporisée;

3° Amalgamation directe par trituration avec du mercure sans autre réactif que l'eau;

4° Opérations complémentaires telles que la séparation du mercure d'avec les boues, la compression du mercure, la distillation du mercure, la fusion des métaux précieux et leur séparation;

5° Traitement pour cuivre des résidus de l'amalgamation, lorsque bien entendu il s'agit seulement des cuivres gris.

Ce mode de traitement est encore économique pour les minerais de chlorure d'argent qui n'exigent qu'une faible proportion de pyrites. Il est au contraire très-dispendieux pour les cuivres gris et ne peut être appliqué qu'à des minerais très-riches.

Pour tous les autres minerais d'or et d'argent, et pour les cuivres gris, quand on abandonne le cuivre, je propose la formule suivante :

1° *Grillage préalable des pyrites au contact de l'air.* — Le grillage peut à la rigueur être fait en grands tas ou dans des cases, mais il est en général préférable de l'effectuer dans de grands fours à réverbère; l'oxydation est plus complète, et on obtient pour la composition des pyrites grillées une régularité à laquelle on ne saurait atteindre par le grillage en grands tas ou dans des cases. Cette première opération est supprimée, lorsqu'on emploie comme agents d'oxydation l'oxyde de fer ou l'oxyde de manganèse. Ces deux agents doivent être préférés dans les usines qui ne peuvent pas se procurer à des prix raisonnables des pyrites aurifères. Je cite l'oxyde de manganèse, en faisant l'observation qu'il est d'ordinaire plus cher que le minerai de fer d'une pureté convenable, et je ne connais maintenant que l'usine de Real del Monte, au Mexique, qui aurait intérêt à employer l'oxyde de manganèse. Cet

oxyde se trouve en quelque abondance aux affleurements des filons et contient une certaine proportion d'argent.

2° *Mélange intime des minerais d'or et d'argent avec les pyrites grillées à l'air, ou bien avec l'oxyde de fer, ou avec l'oxyde de manganèse.* — La proportion la plus convenable des réactifs oxydants est variable avec la nature des minerais et la proportion des gangues terreuses. Lorsque les usines peuvent obtenir à bon compte des pyrites peu arsenicales et notablement aurifères, circonstances fort avantageuses à l'application du traitement, on cherche à introduire dans les mélanges à peu près parties égales de pyrites bien grillées à l'air, de minerais d'or ou d'argent, et au besoin des pyrites crues elles-mêmes. C'est seulement dans le cas où les gangues terreuses dominent qu'il est permis d'employer une proportion moindre de pyrites grillées.

3° *Grillage par la vapeur d'eau surchauffée.* — L'opération est faite à une température un peu inférieure au rouge sombre : elle est continuée jusqu'à ce qu'il ne se dégage plus d'acide sulfureux. Il faut en général au laboratoire de quatre à cinq heures pour arriver à la fin des réactions, quand on opère sur 250 grammes de mélange. La dépense d'eau vaporisée ne dépasse pas 6 litres, soit 24 parties d'eau pour 1 partie du mélange.

4° *Amalgamation* directe des minerais traités par la vapeur d'eau. L'opération est faite sans addition de réactifs, par simple trituration avec du mercure, à sec ou en présence de l'eau.

5° *Opérations complémentaires* de l'amalgamation.

Le rendement dans mes expériences de laboratoire a toujours dépassé la teneur des minerais indiquée par les essais. Comme toutes les opérations sont d'une nature telle que la réussite est plus facile en grand qu'en petit, il est certain qu'on arrivera dans les usines à dépasser d'au moins 10 p. 100 la teneur à l'essai, même pour les minerais considérés jusqu'à présent comme les plus rebelles.

Je donnerai dans le chapitre suivant la description détaillée des appareils que j'ai employés au laboratoire, en prenant pour application le traitement d'un minerai spécial, le cuivre gris antimonial, riche en argent, d'Austin.

§ II. — EXPÉRIENCES EN GRAND.

Les essais en grand ont été faits au début en Californie et au Mexique, en appliquant le procédé que j'avais travaillé au laboratoire dans ma seconde série d'expériences, c'est-à-dire en faisant agir la vapeur d'eau surchauffée sur des minerais aurifères pyriteux seuls, et sur des minerais d'argent mélangés avec des proportions variables de pyrites aurifères. Ces derniers seuls ont donné de bons résultats ou du moins des résultats relativement bons. Afin de

n'introduire dans mon mémoire aucune question personnelle, je ne parlerai pas des erreurs ou des fautes qui ont été commises, et je ne rapporterai que deux séries d'essais, la première dirigée par des ingénieurs qui n'ont pas suffisamment étudié mes instructions écrites, la seconde par M. Gaillardon et par son ami M. Mathey, qui ont compris mieux que les ingénieurs le principe du traitement par la vapeur d'eau.

PREMIÈRE SÉRIE D'ESSAIS.

On a traité, en Californie, des pyrites aurifères, des pyrites arsenicales riches en or, des minerais d'argent de diverse nature; au Mexique, à l'usine de Real del Monte, on a fait des essais sur des minerais d'argent très-quartzeux contenant du sulfure d'argent, de la blende et de la pyrite de fer. Je dois laisser de côté les essais qui ont été faits à l'usine de Real del Monte, parce que je n'ai pas pu me procurer des renseignements suffisants sur la conduite des opérations. Les résultats ont un moment donné des espérances, mais en somme le rendement des minerais a été déplorable.

En Californie, les expériences ont eu lieu à trois reprises différentes. Les pyrites aurifères étaient traitées seules; pour les pyrites arsenicales et pour les minerais d'argent, on ajoutait parties égales de pyrites. La série des opérations a été la suivante :

1° Mélange des pyrites avec les minerais d'argent, ou avec les pyrites arsenicales;

2° Traitement par la vapeur d'eau dans un grand four à réverbère;

3° Amalgamation dans des tonnes tournantes en bois;

4° Opérations complémentaires de l'amalgamation.

1° *Mélange des minerais avec les pyrites.* — Le mélange a été fait à la pelle, contrairement aux indications que j'avais données. C'était une première cause d'insuccès; à la pelle il est impossible d'obtenir un mélange intime, surtout avec des minerais réduits seulement à l'état de sable fin. L'intimité du mélange des pyrites avec les minerais est une condition essentielle à la netteté des réactions. On a reculé devant la dépense qu'aurait entraînée la construction des appareils capables de produire un mélange intime et on ne s'est pas rendu compte de la nécessité absolue de ne négliger aucun détail lorsqu'il s'agit d'expérimenter en grand un procédé entièrement nouveau.

2° *Traitement par la vapeur surchauffée.* — L'opération a été faite dans un réverbère chauffé au bois; aucune disposition n'a été prise pour limiter à volonté l'accès de l'air sous la grille : il en est résulté que les flammes ont été constamment très-oxydantes. Les dimensions principales de la sole étaient $3^m,50$ et $2^m,50$. Les charges ont varié de 500 à 1,100 kilogrammes. La vapeur,

les flammes et les produits volatils des réactions se rendaient par deux rampants à une cheminée un peu élevée. Le travail était fait par deux portes placées du même côté. La vapeur arrivait par six tuyères disposées obliquement des deux côtés du pont, ou par des tuyères partant d'un tuyau disposé dans l'épaisseur du pont. La vapeur était produite dans un générateur de 3 mètres de long, de dimensions tout à fait insuffisantes : elle était surchauffée dans un appareil indépendant du four à réverbère. Les faibles dimensions du générateur ont été la cause principale de l'insuccès des expériences. J'avais donné comme instruction essentielle, que la vapeur fût produite en quantité suffisante pour former, sur le minerai chargé dans le réverbère, une nappe bien continue à une pression telle que la nappe de vapeur pût s'étendre jusqu'aux rampants. Cette condition n'a pas été réalisée : chacune des tuyères a produit un jet de vapeur appelant sur le minerai les flammes oxydantes. L'oxydation a été produite par l'air, en présence d'une certaine quantité de vapeur d'eau. On aurait certainement obtenu des résultats moins défavorables en supprimant l'arrivée de la vapeur.

Les opérations ont toujours duré très-longtemps : de quarante à soixante heures. Quand le minerai était retiré du four, il y avait encore dégagement d'acide sulfureux au contact de l'air. Il est inutile d'insister sur le mode de travail; ce que j'ai dit précédemment suffit pour faire comprendre que les actions chimiques ont été entièrement différentes de celles que j'avais eu l'intention de produire. J'avais recommandé comme condition rigoureuse que le minerai fût soumis seulement à l'action de la vapeur d'eau et que le contact des flammes oxydantes fût entièrement évité. On a réalisé une condition essentielle différente : le grillage dans le four à réverbère a eu lieu dans les conditions les plus propres à la formation des sels d'argent. Les résultats obtenus pour les minerais aurifères ont été moins défavorables que pour les minerais argentifères : cela se conçoit sans peine, puisque l'or ne possède pas au même degré que l'argent la faculté de former des sels stables au rouge sombre. Les combinaisons de l'or ont dû cependant se produire dans une certaine proportion. Aucune des expériences faites sur les minerais aurifères n'a pu atteindre un rendement égal à la teneur indiquée par l'essai. L'or ne se trouvait donc pas en totalité à l'état métallique dans les minerais retirés du four de grillage par la vapeur d'eau.

3° *Amalgamation.* — On a cherché à faire l'amalgamation des minerais grillés dans des tonnes tournantes en bois, en adoptant pour les vitesses de rotation et pour la durée des périodes, les prescriptions de l'ancienne usine de Huelgoet. On introduisait dans chaque tonne environ 250 kilogrammes de minerai grillé, de l'eau en quantité suffisante pour former une pâte fluide, des balles de fer, des galets arrondis destinés à produire la division du mer-

cure et le brassage des matières, et enfin un poids de mercure variant de 30 à 40 p. de mercure pour 1 p. d'or ou d'argent indiqués par les essais dans le minerai grillé.

En sortant les matières des tonnes, on n'a pas pris les précautions adoptées cependant de tout temps dans les ateliers d'amalgamation, pour séparer nettement le mercure des boues. On a perdu, par suite de ce défaut de soins, une proportion notable de mercure et d'amalgames. Ce n'a été là, du reste, qu'une cause secondaire d'insuccès : les causes principales sont celles que j'ai signalées dans la première et la deuxième opération. Je ne citerai qu'un seul nombre. M. Gaillardon, en faisant tourner lentement les boues dans un débourbeur avec une certaine quantité de mercure neuf, a dissous une proportion d'or s'élevant environ à 10 p. 100 de l'or qui avait déjà été obtenu.

4° *Opérations complémentaires.* — Le mercure séparé des boues a d'abord été comprimé dans des sacs en toile, dans le but de séparer une partie du mercure libre et de diminuer le poids du métal soumis à la distillation. Cette compression dans des sacs a toujours mal réussi : on n'a pas pu se procurer de la toile d'un tissu suffisamment serré et résistant ; le mercure expulsé par la compression a entraîné un peu d'amalgame. C'est là encore une perte secondaire qui n'a eu aucune influence appréciable sur l'insuccès des expériences.

La distillation du mercure a été faite dans une cornue de fonte : les métaux fixes restés dans la cornue ont été fondus et coulés en lingots. Les lingots ont rarement contenu seulement de l'or et de l'argent : ainsi, lorsqu'on a traité des minerais cuivreux, les lingots ont contenu une forte proportion de cuivre. J'explique de la manière suivante la formation de l'amalgame de cuivre.

Dans le traitement des minerais par la vapeur d'eau, presque tout le cuivre passe à l'état de sulfate, arséniate, etc., grâce à l'admission de l'air. Pendant l'amalgamation dans les tonnes, les sels du cuivre sont décomposés par les balles de fer, et le cuivre précipité se combine avec le mercure.

La présence du cuivre dans les lingots d'or et d'argent ne présente aucun inconvénient grave : on paye à très-peu près au même prix l'or et l'argent dans les lingots très-purs et dans les lingots qui renferment une proportion, même assez forte, d'autres métaux, tels que le cuivre, le plomb et le zinc.

Les résultats de cette première série d'essais ont été défavorables sous tous les rapports : — durée très-longue de l'action de la vapeur d'eau ; — forte consommation de combustible ; — perte notable de mercure ; — perte très-grande sur l'or, et principalement sur l'argent. Les causes de l'insuccès sont évidentes : MM. Gaillardon et Mathey les ont reconnues en même temps que moi. La non-réussite est due principalement à :

1° L'imperfection du mélange des minerais avec les pyrites;

2° L'insuffisance de la vapeur et le contact des flammes oxydantes avec les minerais pendant toute la durée de l'action de la vapeur d'eau.

J'ai déjà signalé, comme secondaires, plusieurs causes de perte d'or et d'argent; je dois en indiquer ici encore une autre, l'élévation trop grande de la température pendant le grillage. Dans presque toutes les expériences, on a dépassé le rouge sombre, avec l'espoir d'abréger ainsi l'opération. Non-seulement le résultat désiré n'a pas été obtenu, mais encore on a de beaucoup augmenté la perte d'argent. La température étant élevée presque au point de fusion de l'argent, la fraction de ce métal, qu'on pouvait amener à l'état métallique par l'action de la vapeur, malgré les conditions déplorables au milieu desquelles l'opération était faite, se trouvait, dans la matière retirée du four à réverbère, en grains agglomérés ou même complétement fondus. Sous cet état, l'argent ne se dissout dans le mercure qu'avec une extrême lenteur.

La même cause a pu influer également sur la faiblesse du rendement en or, dans celles des expériences où l'on a chauffé jusqu'au rouge.

SECONDE SÉRIE D'ESSAIS.

Dans les dernières expériences en grand, MM. Gaillardon et Mathey, dirigeant seuls toutes ces opérations, ont cherché à écarter les causes d'insuccès précédemment reconnues par eux; mais ils n'ont pas pu se procurer un générateur de vapeur d'une grandeur suffisante, et ils ont dû utiliser le four à réverbère primitif, en le modifiant aussi bien que cela leur était possible.

La modification principale apportée au réverbère a été l'installation de plaques de fonte, au niveau du pont, divisant horizontalement le laboratoire du four, de manière à isoler complétement des flammes oxydantes les minerais chargés sur la sole et soumis à l'action de la vapeur surchauffée. Les minerais étaient alors chauffés seulement par la réverbération des plaques de fonte et il était relativement facile de ne pas dépasser le rouge sombre. L'amalgamation a été faite dans l'appareil le plus usité en Californie, dans un *pan*, et des précautions convenables ont été prises pour la séparation plus exacte du mercure d'avec les boues.

On a expérimenté, dans ces conditions nouvelles, des pyrites aurifères et des minerais d'argent mélangés avec des proportions variables de pyrites aurifères.

Pour les pyrites traitées seules, on a obtenu des résultats bien moins défavorables que dans la première série d'expériences : on a retiré des minerais de 80 à 110 p. 100 de l'or indiqué par les essais. L'irrégularité des résultats a pu être facilement expliquée. La vapeur étant en quantité insuffisante et

lancée à une trop forte pression, l'air et les flammes oxydantes ont encore pu pénétrer jusqu'au minerai par les joints des plaques. Dans toutes les expériences pour lesquelles le rendement a été inférieur à la teneur de l'essai, on a remarqué des flammes bleues à la surface du minerai pendant toute la durée de l'action de la vapeur d'eau, tandis que ces flammes n'ont pas été aperçues dans les expériences qui ont donné de bons rendements.

La durée des grillages par la vapeur a été toujours très-longue : de cinquante-cinq à soixante-douze heures, pour des charges de 500 à 1,100 kilogrammes. Cette longueur doit être attribuée, seulement en partie, à l'insuffisance de la quantité de vapeur.

A l'amalgamation, il n'y a pas eu de perte appréciable de mercure, grâce aux précautions prises pour le traitement des boues.

Pour les minerais d'argent, les résultats ont été beaucoup moins nets : les rendements ont toujours été inférieurs aux teneurs accusées par les essais, et presque toujours la différence a été considérable. On a, du reste, observé, comme pour les pyrites aurifères, une très-longue durée du grillage par la vapeur surchauffée, et on est arrivé à amalgamer dans un pan sans perte appréciable de mercure.

Il était facile de prévoir qu'on n'obtiendrait pas de bons résultats dans le traitement des minerais d'argent. La disposition du four et l'insuffisance de la quantité de la vapeur permettant le contact des flammes oxydantes avec le minerai, sinon d'une manière continue, du moins pendant une grande partie de l'opération, il devait se former des sels d'argent indécomposables par amalgamation. Pour les pyrites aurifères traitées seules, les sels correspondants de l'or n'ont pas pu se former dans une proportion aussi forte : de là est résulté le succès relatif dans le traitement des minerais aurifères et l'insuccès dans le traitement des minerais d'argent.

Conclusions.

Ces expériences ont démontré nettement la possibilité d'employer avec avantage la vapeur surchauffée pour extraire l'or et l'argent de tous les minerais. Elles m'ont indiqué les modifications importantes qu'il fallait faire subir aux appareils pour arriver à des résultats certains. Mais elles m'ont prouvé en même temps qu'il fallait craindre dans les opérations en grand, aussi bien que dans les expériences de laboratoire, la lenteur de l'action de la vapeur surchauffée, agissant sur les pyrites ou sur les minerais mélangés avec des pyrites.

Ainsi que je l'ai précédemment exposé, j'ai résolu le problème en ajoutant aux minerais des agents d'oxydation, oxyde de fer, oxyde de manganèse,

pyrites grillées à l'air. Cette modification change complétement le principe du procédé de traitement et permet de retirer à très-peu près tout l'or et tout l'argent des minerais par des opérations rapides et économiques. Dans le cas seulement des minerais cuivreux, contenant de l'arsenic et de l'antimoine, le nouveau procédé offre un inconvénient; les deux corps nuisibles se retrouvent en proportion assez forte dans les résidus de l'amalgamation; le cuivre contenu dans ces résidus peut être considéré comme perdu.

CHAPITRE II.

PROCÉDÉ DE TRAITEMENT AU LABORATOIRE.

J'ai décrit dans le chapitre précédent les modifications que j'ai apportées successivement au procédé de traitement des minerais d'argent proposé par M. Cumenge et les raisons qui m'ont fait abandonner le principe essentiel de la méthode de cet ingénieur, l'addition de la pyrite aux minerais contenant de l'arsenic et de l'antimoine. J'ai fait connaître les réactions qui ont lieu lorsque, dans mon nouveau procédé, on traite par la vapeur d'eau surchauffée les minerais d'or et d'argent, intimement mélangés avec un réactif faiblement oxydant tel que l'oxyde de manganèse ou l'oxyde de fer. Il me reste à exposer les détails d'une opération, en prenant pour exemple un minerai déterminé, et principalement à insister sur l'amalgamation qui exige, au laboratoire peut-être plus encore que dans les usines, les soins les plus minutieux.

La série des opérations est celle que j'ai déjà exposée.

1° Mélange du minerai avec la proportion convenable de pyrite de fer préalablement grillée sous le moufle;

2° Traitement par la vapeur d'eau surchauffée;

3° Amalgamation du minerai;

4° Opérations complémentaires de l'amalgamation.

PREMIÈRE OPÉRATION.

Mélange du minerai avec la pyrite grillée.

Le minerai à traiter est du cuivre gris antimonial riche en argent, à la teneur de 6 p. 100 à l'essai, renfermant environ 25 p. 100 de gangue quartzeuse. On mélange intimement, par longue trituration dans un mortier de

porcelaine, 150 grammes du minerai pulvérisé avec 105 grammes de pyrite de fer grillée sous le moufle[1]. La trituration exige au moins quatre heures. Le mélange pesant 255 grammes, contient, d'après l'essai, 9 grammes d'argent. Il est placé dans une nacelle en porcelaine, dont une des bases a été fortement échancrée à l'aide d'une pince. Les dimensions de la nacelle sont : longueur 20 centimètres, hauteur 4 centimètres, largeur 6c,50. L'échancrure de l'une des bases a pour but de faciliter l'accès de la vapeur.

SECONDE OPÉRATION.

Traitement par la vapeur d'eau.

L'appareil, déjà mentionné, est représenté par les figures 1 et 2, Pl. XXXV.

A est le générateur de vapeur en cuivre rouge, d'environ 6 litres de capacité. Le niveau de l'eau est constaté par le tube indicateur en verre, *a*; l'orifice *a'* fermé par un bouchon métallique à vis, permet d'introduire rapidement une nouvelle quantité d'eau préalablement chauffée à 100°, lorsque le niveau du liquide est trop abaissé.

B est le tube de fer placé dans un four à réverbère, dans lequel la vapeur est échauffée jusqu'au rouge.

C est le tube en terre réfractaire, enduit de lut fusible, qui contient la nacelle avec le minerai : le tube est placé dans un réverbère de forme cylindrique, dépourvu de dôme : en tenant la porte inférieure presque constamment fermée et le tube entouré de charbons en ignition, on parvient aisément à maintenir la nacelle à une température un peu inférieure au rouge sombre.

La jonction des deux tubes est faite par la pièce *m*, en cuivre jaune.

Le tube de fer pénètre à frottement dur dans la partie tubulée de faible diamètre : le tube de terre entre à frottement doux dans la partie évasée : les joints sont garnis avec du kaolin, qui constitue un lut excellent. Le kaolin sert également de lut à la réunion du tube de fer avec le tube *n* par lequel la vapeur arrive du générateur.

D est une allonge en verre, recourbée à son extrémité et placée sous une cheminée à tirage actif. Portée sur un support en bois, elle est seulement appuyée contre l'orifice du tube de terre.

L'appareil étant monté, on allume le gaz sous le générateur; on emplit les deux fourneaux de charbon noir et on introduit une pelletée de charbons en ignition dans le réverbère B.

1. 150 grammes de pyrite de fer crue donnent 105 grammes de pyrite grillée, après six heures d'oxydation au rouge sombre sous le moufle.

Lorsque la vapeur commence à se produire, on met des charbons en ignition dans le réverbère cylindrique, au-dessus du tube C, et on règle le courant de gaz de telle manière que la vapeur se produise à raison d'environ 1 litre par heure. La nacelle contenue dans le tube de terre est promptement élevée à la température de 250° à laquelle les réactions sont vives : il est très-important de ne pas dépasser notablement cette température. On voit se déposer dans l'allonge D, d'abord un peu de soufre, ensuite de l'acide arsénieux et de l'oxyde d'antimoine. La vapeur qui sort de l'allonge a la réaction acide sur le papier tournesol : elle a l'odeur de l'acide sulfureux. On peut suivre approximativement l'activité des réactions d'après la formation du dépôt blanc dans l'allonge, d'après l'odeur de la vapeur et d'après l'action acide qu'elle exerce sur la teinture de tournesol. Quatre heures après le commencement des réactions, on ne distingue plus qu'une odeur extrêmement faible d'acide sulfureux ; on enlève le feu dans le réverbère cylindrique, mais on continue à faire arriver la vapeur jusqu'à refroidissement à peu près complet du tube de terre. Quand le tube est froid on retire la nacelle, on pulvérise dans le mortier de porcelaine le minerai qui est toujours un peu aggloméré. On recommence ensuite l'opération. Il se dégage encore un peu d'acide sulfureux dans les premiers instants, mais ensuite il est impossible de reconnaître la plus faible odeur d'acide et la plus faible action sur le papier de tournesol. L'opération est terminée. Il faut ainsi moins de cinq heures d'action effective de la vapeur surchauffée pour oxyder les 150 grammes de cuivre gris, en présence des 105 grammes de pyrite de fer bien grillée sous le moufle.

La matière retirée de la nacelle, très-faiblement agglomérée, est d'un noir presque uniforme et presque en totalité attirable au barreau aimanté. Elle contient l'oxyde de fer à l'état d'oxyde magnétique.

TROISIÈME OPÉRATION.

Amalgamation.

L'amalgamation comprend trois opérations distinctes : 1° l'amalgamation proprement dite, pendant laquelle s'effectue la combinaison de l'argent avec le mercure; 2° la réunion de l'amalgame dans le mercure liquide; 3° la séparation du mercure d'avec les boues.

1° *Amalgamation.* — Je fais l'amalgamation dans l'appareil qui est représenté par les *fig.* 3, 4 et 5, Pl. XXXV. Il se compose de deux meules cylindriques, tournant autour d'un axe vertical dans une auge annulaire.

La sole de l'auge est en marbre, son diamètre mesure 0^m,28, le rebord évasé à l'extérieur est en fer battu; il a 0^m,04 de hauteur, et son plus grand

diamètre est de $0^m,33$. Un segment du rebord métallique (*a*, *fig.* 4) est mobile, et permet de faire sortir les matières quand l'opération arrive à sa fin. Cette partie mobile n'a pas été représentée dans la *fig.* 3. L'auge est solidement fixée à une table en bois; une échancrure ménagée dans la table au-dessous de l'orifice de sortie *a*, sert à faire tomber toutes les matières dans une capsule, à leur sortie de l'auge. L'axe vertical porte sur un pivot tournant dans une pièce cylindrique en fer, de $0^m,08$ de diamètre, fixée au centre de l'auge : la hauteur de cette pièce est de $0^m,025$, et suffit pour que les matières en traitement ne viennent pas atteindre le pivot (*fig.* 3). L'axe est maintenu à la partie supérieure par un châssis en fer, il est mis en mouvement à l'aide d'un engrenage conique, par la manivelle *m* (*fig.* 3). Les deux meules cylindriques sont en marbre. Leur diamètre est de $0^m,10$, leur largeur de $0^m,08$. Chaque meule est traversée par un axe en fer. Les axes sont dirigés extérieurement par les deux étriers AA, fixés à l'axe vertical au moyen des deux bras BB. Du côté intérieur, les axes des meules sont également dirigés par deux étriers, ménagés dans le renflement D de l'axe vertical. Les étriers permettent aux meules de s'élever suivant l'épaisseur de la matière en élaboration. Deux couteaux obliques horizontaux, *g g*, appuient sur les meules, sous un angle de 35°, à peu près à la hauteur des axes de rotation. Ils servent à maintenir bien nette la surface des meules en faisant retomber dans l'auge les matières qui sont entraînées par adhérence dans la rotation.

Pour diviser la matière, pour l'écarter des rebords extérieurs et intérieurs, il ne faut pas moins de quatre couteaux en fer *c c*, *c'c'* et d'un râteau *r*. Les deux couteaux *c c* sont fixés aux étriers AA : ils sont contournés ainsi que l'indique la *fig.* 4. Les deux couteaux *c'c'* sont verticaux, en forme d'arcs de cercle et fixés au renflement D. Le râteau *r* fixé au même renflement, se compose d'une plaque tranchante qui rase la sole de l'auge et de 5 dents verticales triangulaires (*fig.* 5).

On peut aisément amalgamer dans cet appareil de 250 à 300 grammes de minerai grillé. Le travail est conduit de la manière suivante.

On met le minerai grillé sur la sole et on fait tourner les meules pendant une heure environ, afin de bien écraser les grains qui se sont un peu agglomérés pendant le traitement par la vapeur d'eau. On introduit le mercure dans la proportion de 40 parties de mercure pour 1 partie de métal précieux indiqué par l'essai. Pour le minerai que j'ai pris comme exemple, renfermant 9 grammes d'argent, il faut employer 360 grammes de mercure. On fait tourner les meules alternativement dans un sens et dans l'autre, aussi rapidement que cela est possible, en prenant pour limite la rapidité de rotation qui fait projeter une partie de la matière par-dessus les rebords de l'auge; on voit le mercure se diviser peu à peu, et en moins de deux heures de rotation rapide,

le mercure est réduit en poudre presque impalpable, intimement mélangée avec le minerai, qui lui-même est alors en grains extrêmement fins. Il faut prolonger la rotation, c'est-à-dire la trituration à sec, au moins pendant cinq heures. C'est pendant cette première période de l'opération que l'argent métallique contenu dans le minerai grillé passe à l'état d'amalgame. Aucun appareil ne peut produire aussi complétement que les meules verticales la division extrême du mercure et amener un contact aussi intime et aussi prolongé du mercure avec tous les grains du minerai. Le seul reproche à adresser à l'appareil que j'ai employé est le poids trop faible des meules : la pression exercée sur les matières n'est pas suffisante. Les meules dont j'ai proposé l'adoption pour le traitement industriel, pèsent 1,000 kilogrammes et donnent les meilleurs résultats dans un temps beaucoup plus court.

Après cinq heures *effectives* de rotation (trituration à sec), on ajoute peu à peu de l'eau jusqu'à ce que la matière ait pris la consistance d'une pâte un peu ferme. On fait tourner les meules pendant l'addition d'eau; mais il faut presque à chaque instant s'arrêter pour diviser avec un couteau de bois les matières qui s'attachent aux meules, aux couteaux de fer et au râteau. C'est pendant cette période de l'opération qu'on est le plus exposé à perdre du mercure par projection en dehors de l'auge. Sous l'influence de la petite quantité d'eau et de la rotation intermittente, le mercure se réunit assez rapidement en globules de toutes dimensions. La pression exercée par les meules sur la matière pâteuse est relativement considérable; bien que le mercure soit en grande partie réuni en globules, cette période est très-utile pour compléter l'amalgamation de l'argent. Il est difficile de lui donner plus d'une heure de durée parce qu'il faut s'astreindre à de trop grandes précautions pour éviter la perte du mercure. On ajoute ensuite de l'eau en quantité suffisante pour amener les matières à la consistance d'une bouillie un peu claire; on fait tourner les meules, alternativement dans les deux sens, aussi vite que cela est compatible avec la condition d'éviter les projections hors de l'auge. Le mercure se divise de nouveau presque immédiatement; mais il n'est pas amené à l'état de poudre impalpable comme dans la période de trituration à sec; il est sous forme de grains très-petits, à surface brillante. Le contact avec le minerai est donc très-multiplié sans être aussi intime que dans les deux premières périodes. On prolonge pendant trois ou quatre heures cette dernière période et vers la fin on ajoute de nouveau de l'eau dans le but de faciliter la réunion du mercure. On procède ensuite à la séparation du mercure d'avec les boues. Avant de décrire cette partie de l'opération, je dois faire observer que la trituration sous des meules légères, à sec et en présence de l'eau, ne suffit pas pour faire passer à l'état d'amalgame la totalité de l'argent contenu dans les minerais grillés; il faut répéter au moins une fois la tritura-

tion sous les meules des boues séparées du mercure, en employant encore au moins 200 grammes de mercure neuf.

2° *Réunion de l'amalgame dans le mercure liquide.* — On fait sortir toutes les matières de l'auge par la porte *a*, on les fait tomber dans une grande capsule ; on doit laver avec grand soin toutes les parties de l'appareil, en frottant avec une brosse très-dure, afin de détacher tout le minerai et tous les petits grains d'amalgame qui adhèrent assez fortement aux parties métalliques. On fait ensuite passer les matières dans un flacon en verre cylindrique, d'environ 1 litre de capacité, bouché à l'émeri, on ajoute 100 grammes de mercure et on ferme le flacon. En agitant vivement par saccades, et ensuite en imprimant au flacon un mouvement de rotation autour de son axe, on parvient à réunir le mercure, et à dissoudre dans le mercure liquide les grains d'amalgame divisé qu'on voit d'abord flotter dans les boues liquides. Il faut beaucoup de temps pour arriver à ce résultat; on doit agiter le flacon pendant huit ou dix heures. Après ce temps on ne distingue plus d'amalgame divisé, mais ce n'est pas une preuve bien certaine que l'amalgame est en dissolution dans le mercure. Je crois même pouvoir affirmer qu'il reste encore une partie notable de l'amalgame non dissous, et que la nécessité de faire une seconde, quelquefois même une troisième amalgamation, provient tout autant de la dissolution imparfaite dans le mercure de l'amalgame formé que de l'imperfection de l'amalgamation elle-même.

3° *Séparation du mercure d'avec les boues.* — Pour séparer les boues du mercure, on enlève le bouchon du flacon, on imprime à celui-ci un mouvement de rotation autour de son axe, on décante dans une terrine environ la moitié du liquide ; on remplit le flacon d'eau, on lui imprime pendant quelques minutes un mouvement de rotation, on fait sortir par décantation environ la moitié du liquide. En continuant ainsi, on parvient à isoler le mercure de la plus grande partie des boues. On achève dans une capsule la purification du mercure. Il est utile de peser le métal, afin de se rendre compte des pertes qui ont été faites pendant l'opération.

Toutes les liqueurs décantées doivent être conservées en repos pendant un temps assez long pour que les boues se déposent complétement. On décante le liquide clair, on fait sécher les boues et on les soumet une seconde fois à l'amalgamation. J'ai même été obligé, dans plusieurs expériences, de recommencer une troisième fois l'amalgamation. J'ai déjà indiqué les deux raisons principales pour lesquelles cette répétition est nécessaire : 1° dans l'amalgamation proprement dite, il est impossible d'obtenir, avec des meules aussi faibles, un contact intime et prolongé du mercure avec tous les grains du minerai grillé ; 2° dans la séparation du mercure d'avec les boues on ne peut pas arriver, en opérant sur une quantité de matière aussi petite, à réunir

dans le mercure liquide la totalité de l'amalgame formé. Ces inconvénients ne se présentent pas dans les usines. Les meules ont un poids suffisant et on peut appliquer aux boues des opérations de préparation mécanique qui permettent de dissoudre dans le mercure la totalité de l'amalgame.

QUATRIÈME PARTIE DU TRAITEMENT.

Opérations complémentaires.

J'ai essayé plusieurs procédés pour déterminer l'argent contenu dans le mercure : un seul m'a donné de bons résultats, c'est l'application au laboratoire des opérations qui sont faites dans les usines. Il est assez long et cause des pertes d'argent qui sont fort appréciables, quand on opère sur des minerais d'une teneur peu élevée. Avant de le décrire, je dirai quelques mots d'un autre procédé beaucoup plus simple qui a le grave inconvénient de donner des résultats très-irréguliers.

La marche qui paraît la plus rationnelle pour retirer l'argent contenu dans le mercure peut se résumer ainsi : placer le mercure dans une coupelle de dimensions convenables, avec la quantité de plomb pauvre suffisante pour permettre d'obtenir l'argent sous forme de bouton bien fondu, introduire la coupelle sous un moufle froid et chauffer avec la plus grande lenteur jusqu'à l'expulsion totale du mercure, achever enfin la coupellation du plomb d'œuvre.

Ce procédé m'a réussi quelquefois, mais très-fréquemment, il se produit des explosions successives au moment où le mercure commence à distiller, et presque toute la matière métallique est projetée en dehors de la coupelle. Je n'ai pas réussi à éviter ces explosions, soit en poussant un peu rapidement la distillation, soit en conduisant avec la plus extrême lenteur l'élévation de la température du moufle. Les explosions, lorsqu'elles se produisent, font perdre tout le fruit des précédentes opérations; en conséquence, je me suis résigné à adopter en tout cas le procédé que je vais décrire.

Le mercure est introduit dans une grande cornue de verre qui doit être remplie tout au plus jusqu'au tiers de la hauteur de la panse : la cornue est chauffée lentement dans un four à réverbère; le mercure distillé est recueilli dans une capsule contenant de l'eau. L'appareil est disposé comme pour l'essai des minerais de mercure, et l'opération est conduite à très-peu près de la même manière. On conduit très-lentement la distillation du mercure et la cornue n'est portée au rouge sombre que lorsque la distillation paraît être complète.

L'argent reste dans la panse de la cornue, soit sous forme de culot, si l'on a chauffé un peu fortement dans les derniers moments, soit sous forme de pel-

licules ou de lamelles adhérentes à la paroi, lorsque la température n'a pas été élevée jusqu'au point de fusion de l'argent. Dans tous les cas, on remarque à la partie supérieure de la panse, et jusqu'à la naissance du col des pellicules d'argent. Elles proviennent des globules d'amalgame qui ont été projetés pendant la distillation, à la suite des petites explosions qui ont lieu dans la cornue, comme dans la coupelle, mais avec une force bien moindre. La distillation du mercure conduite avec la lenteur convenable, occasionne une perte d'argent très-faible, négligeable quand on opère sur des minerais un peu riches. Il y a deux causes de perte, l'entraînement de l'argent par les vapeurs de mercure, les projections des globules liquides, lancés par les petites explosions jusque dans le col de la cornue.

Lorsque la distillation est terminée, on coupe le col de la cornue aussi près que possible de la panse : on peut même couper la panse à la partie supérieure, lorsqu'il n'y a pas de pellicules d'argent adhérentes. On pulvérise la cornue dans un mortier de fonte en ajoutant 100 grammes de litharge, 3 grammes de charbon de bois et 100 grammes de carbonates alcalins (mélange en parties égales de carbonate de potasse et de carbonate de soude). On fait chauffer lentement dans un creuset de terre jusqu'à fusion tranquille. Après refroidissement du creuset, on sépare de la scorie le culot de plomb qui contient l'argent, et on passe le plomb à la coupelle. Pour le minerai choisi comme exemple, contenant 9 grammes d'argent, on a obtenu un bouton d'argent pesant 9^{g},95. L'excès du rendement sur la teneur indiquée par l'essai est donc d'environ 10 p. 100.

La fusion avec la litharge, le charbon et les réactifs alcalins occasionne un perte notable d'argent, lorsque l'opération n'est pas conduite avec la lenteur convenable. Si on chauffe un peu trop rapidement, il se forme du silicate d'argent qui n'est pas ensuite complétement décomposé par le charbon et par le plomb métallique. On ne parviendrait même pas à le décomposer complétement en introduisant une lame de fer dans les matières en fusion. Alors même que l'opération est bien conduite, la scorie retient encore un peu d'argent. On peut s'en assurer en pulvérisant la scorie, la mélangeant avec 100 grammes de carbonate de soude et 2 grammes de charbon, puis en recommençant la fusion et la coupellation du culot de plomb : on obtient toujours un petit bouton d'argent.

La coupellation elle-même occasionne toujours une perte d'argent.

On doit donc trouver un nombre trop faible pour le poids de l'argent en ne tenant pas compte de l'argent de la litharge, car les pertes faites dans toutes les opérations sont certainement supérieures à la quantité très-faible (4 ou 5 milligrammes) d'argent que renferment les 100 grammes de litharge employés pour la fusion de la cornue. Du reste, les causes de perte sont nom-

breuses, leur importance varie avec l'habileté de l'opérateur et on ne peut les considérer comme à peu près négligeables que dans le traitement des minerais riches. Pour les minerais pauvres les nombres obtenus à la coupellation sont incertains.

OBSERVATIONS SUR L'AMALGAMATION.

L'amalgamation prise dans son ensemble présente deux difficultés principales :

1° La combinaison avec le mercure de la totalité de l'or et de l'argent contenus à l'état métallique dans les minerais grillés ;

2° La réunion de la totalité des amalgames dans le mercure liquide.

La première de ces deux difficultés ne peut être surmontée que par l'emploi convenablement raisonné des appareils d'amalgamation. La condition essentielle est de produire le contact intime et prolongé du mercure avec tous les grains du minerai. En petit, dans un laboratoire, il n'est pas facile de satisfaire à cette condition; au contraire, dans les usines, on arrive assez facilement au résultat désiré, en employant des meules verticales d'un poids un peu fort, ou bien en se servant des *pans* dont l'emploi s'est généralisé en Californie.

Il est bien plus difficile de résoudre complétement la seconde partie du problème et la difficulté est encore bien plus grande au laboratoire que dans les usines. On n'arrive à dissoudre dans le mercure les amalgames très-divisés qu'en mettant très-longtemps en contact avec du mercure peu ou point divisé toutes les parties des boues qui contiennent les amalgames en grains très-petits. Au laboratoire, on n'atteint ce résultat qu'à force de patience : dans les usines on est obligé de soumettre les boues à une véritable préparation mécanique. On a proposé dans ces dernières années plusieurs procédés ou artifices pour faciliter l'amalgamation et la dissolution des amalgames, dans le mercure liquide; quelques-unes de ces inventions ont même acquis une vogue passagère. Je n'ai pas l'intention de les décrire parce qu'aucune d'elles n'est employée dans le traitement des minerais d'or et d'argent par la vapeur d'eau. Je dois seulement exposer les résultats des expériences que j'ai faites pour constater l'influence exercée sur l'amalgamation par la présence de différents corps; les huiles, la chaux, les amalgames divers.

INFLUENCE DES HUILES.

J'ai expérimenté sur un certain nombre d'huiles différentes; elles se comportent toutes de la même manière : il suffira d'exposer les résultats que j'ai obtenus avec l'huile de pétrole brute. C'est elle qui serait employée en Amé-

rique de préférence à toutes les autres, si les effets étaient susceptibles d'application industrielle. J'ai dû employer pour l'amalgamation le mortier de porcelaine et non pas les meules verticales : ce dernier appareil aurait présenté trop de difficultés pour le nettoyage après chaque expérience. Dans le but d'obtenir des résultats directement comparables, j'ai opéré sur le même mélange de pyrite aurifère peu arsenicale, grillée sous le moufle, et de minerai d'argent antimonial et blendeux : les deux minerais étant employés en parties égales. J'ai traité ce mélange en plusieurs fois par la vapeur surchauffée, au-dessous du rouge sombre, en poussant l'action de la vapeur jusqu'à cessation du dégagement de l'acide sulfureux. Tous les minerais grillés ont été mélangés avec soin par longue trituration dans un mortier. J'ai obtenu de cette manière une matière parfaitement homogène dont j'ai déterminé la teneur en or et en argent par un essai spécial. J'ai soumis cette matière à l'amalgamation sous les meules, et j'ai constaté un rendement de 2 p. 100 d'or et d'argent, supérieur d'environ 11 p. 100 à la teneur accusée par l'essai.

J'ai fait sur des portions égales de cette matière, pesant chacune 25 grammes, les expériences suivantes.

Première expérience. — Je triture dans un mortier de porcelaine et pendant six heures effectives avec 25 grammes de mercure ; la trituration est faite pendant trois heures à sec, pendant trois heures avec 30 p. 100 d'eau, quantité suffisante pour donner à la matière la consistance d'une pâte ferme. Le bouton d'argent et d'or pèse 0g,40. J'obtiens ainsi moins d'or et d'argent que par l'amalgamation sous les meules ; mais la fraction des métaux précieux obtenue est assez grande pour que l'influence de l'huile sur l'amalgamation soit bien évidente.

Seconde expérience. — Je répète l'opération sur 25 grammes de matières, avec 25 grammes de mercure ; après six heures de trituration à sec et avec de l'eau, j'ajoute 10 grammes d'huile de pétrole, et je continue à triturer pendant six heures. Dès que l'huile a été ajoutée, le mercure se réunit en petits globules très-brillants. J'obtiens 0g,410 d'argent et d'or ; c'est-à-dire presque rigoureusement la même quantité que dans la première expérience. Il n'y a pas eu formation d'amalgames pendant les six heures de trituration, après l'addition d'huile.

Troisième et quatrième expériences. — Je recommence les opérations avec les mêmes poids de minerai et de mercure, en triturant deux heures à sec, deux heures avec de l'eau et ensuite deux heures à sec, deux heures avec de l'eau et six heures après addition de 10 grammes d'huile. J'obtiens dans les deux cas 0g,30 et 0g,305 d'argent et d'or. La conclusion est la même que pour

la seconde expérience; il ne s'est pas formé d'amalgames depuis l'addition de l'huile.

Cinquième expérience. — Je fais une pâte un peu consistante avec 25 grammes de minerai grillé et 10 grammes d'huile; j'ajoute 25 grammes de mercure et je triture dans le mortier pendant six heures effectives. Le mercure se divise assez bien en petits globules très-brillants. Après la trituration, la réunion du mercure se fait avec la plus grande facilité; mais à la distillation il ne reste dans la cornue aucune trace d'or et d'argent.

Il n'y a pas eu formation d'amalgames.

Ces expériences démontrent que l'addition d'une quantité assez grande d'huile arrête l'amalgamation : il restait à démontrer qu'une quantité d'huile très-faible produit le même résultat.

Sixième expérience. — Je répète la première expérience en ajoutant avant de mettre le mercure, quelques gouttes d'huile. Je n'obtiens dans la cornue après distillation du mercure qu'une pellicule presque impondérable de métaux précieux. Il est donc bien démontré que l'huile s'oppose à la formation des amalgames, alors même qu'elle est en quantité extrêmement faible. Il faut éviter soigneusement le contact de l'huile avec les matières pendant toute la durée de l'amalgamation. J'ai pu constater dans toutes mes expériences que l'huile facilite beaucoup la réunion du mercure et peut-être cette propriété pourra-t-elle trouver une application utile dans l'industrie. Mais il faut bien faire attention que l'huile ne doit être employée dans ce but, faciliter la réunion du mercure, que lorsque la formation des amalgames est complète.

INFLUENCE DE LA CHAUX.

J'ai déjà indiqué précédemment l'influence très-fâcheuse qu'exerce le calcaire, lorsqu'il est en proportion un peu forte, dans le traitement par la vapeur d'eau. Il est partiellement décomposé alors même que la température est constamment maintenue au-dessous du rouge sombre : l'hydrate de chaux qui se produit empâte les minerais et s'oppose aux réactions. Dans l'amalgamation, la chaux exerce également une influence défavorable. J'ai pu le constater par un assez grand nombre d'expériences, mais il me paraît utile d'insister longuement sur ce point, car le résultat auquel je suis arrivé est en concordance parfaite avec les faits observés depuis bien des années dans plusieurs ateliers d'amalgamation.

La présence de la chaux, en proportion notable, 10 p. 100 et au delà, ne s'oppose pas à la formation des amalgames; elle paraît même la rendre plus prompte en favorisant la division du mercure; mais à la fin de l'opération,

lorsqu'on cherche à réunir les amalgames dans le mercure, on éprouve de grandes difficultés : la perte de mercure est toujours fort notable. La perte des métaux précieux est à peu près proportionnelle à la perte du mercure. Le mercure et les amalgames très-divisés sont entraînés par l'eau pendant le lavage des boues ; on n'arrive pas à un rendement convenable en or et en argent en soumettant successivement les boues deux ou trois fois à l'amalgamation. Les cendres de combustibles végétaux produisent le même effet, mais à un degré moindre.

INFLUENCE DES MÉTAUX.

Depuis quelques années on a proposé de se servir d'une proportion un peu variable mais toujours faible d'amalgame de sodium pour faciliter l'amalgamation. J'ai dû faire un assez grand nombre d'expériences pour constater l'influence que l'addition de cet amalgame, à divers moments de l'opération, peut exercer sur la rapidité de l'amalgamation et sur la perte des métaux, mercure, or et argent. Je me suis servi de l'amalgame de sodium, qui est employé dans quelques usines américaines : il est solide, cassant, terne à la surface et d'un gris un peu bleuâtre.

J'ai préparé d'abord un poids un peu considérable de minerai d'or et d'argent, d'une teneur assez élevée, mélangé avec des pyrites de fer grillées sous le moufle, et traité ensuite, par la vapeur surchauffée, avec toutes les précautions possibles. J'ai rendu la matière parfaitement homogène par une longue trituration dans un mortier. Chacune des expériences a été faite sur 25 grammes de cette matière. J'ai déterminé le rendement à l'amalgamation en opérant dans l'appareil à meules. Je n'indique pas ici les proportions relatives de l'or et de l'argent, parce que les deux métaux se sont comportés de la même manière dans mes expériences.

Le rendement à l'amalgamation a été de 2 p. 100 d'or et d'argent.

Première expérience. — Je soumets à l'amalgamation dans un mortier de porcelaine 25 grammes de minerai grillé à la vapeur surchauffée en employant 20 grammes de mercure : j'opère pendant quatre heures à sec et pendant quatre heures en présence de l'eau. Je retire du mercure un bouton d'or et d'argent pesant $0^{g},40$. Le rendement est les $\frac{80}{100}$ de celui que j'obtiens sous les meules en poussant l'amalgamation pendant tout le temps nécessaire. Le résultat obtenu en huit heures dans le mortier est bien suffisant pour permettre d'apprécier l'influence de l'amalgame de sodium.

Seconde série d'expériences. — Je répète l'expérience dans les mêmes conditions avec la seule différence qu'après les huit heures de trituration avec le mercure dans le mortier, j'ajoute 1 gramme de l'amalgame de sodium. Le

mercure se rassemble avec plus de facilité; mais le rendement est le même que celui de la première expérience.

Je répète les opérations en faisant varier seulement la proportion de l'amalgame de sodium : j'arrive toujours au même résultat : le mercure se rassemble avec une grande facilité, mais le rendement en or et en argent ne varie pas sensiblement. Les poids des boutons sont compris entre 0g,38 et 0g,42.

Troisième série d'expériences. — Opérant toujours sur 25 grammes de minerai traité par la vapeur surchauffée et 20 grammes de mercure, je fais la trituration dans le mortier pendant quatre heures à sec et pendant quatre heures en présence de l'eau. Mais dans cette seconde période de la trituration, j'introduis 1 gramme d'amalgame de sodium, après la première heure, après la seconde et après la troisième. Dans toutes ces expériences, le mercure se réunit avec facilité, mais les boutons d'argent et d'or obtenus sont notablement plus faibles que dans les premières expériences. La diminution dans le rendement est d'autant plus grande que l'amalgame de sodium a été ajouté plus tôt pendant la trituration.

L'amalgame étant ajouté après la première heure, j'obtiens un bouton d'or et d'argent pesant de 0g,30 à 0g,33.

L'amalgame ajouté après la seconde heure, le bouton d'or et d'argent pèse de 0g,34 à 0g,35.

L'amalgame étant introduit après la troisième heure, le bouton d'or et d'argent pèse de 0g,35 à 0g,37.

La perte de mercure est sensiblement nulle dans toutes les opérations.

CHAPITRE III.

MÉTHODE MÉTALLURGIQUE. — APPAREILS.

Le principe du nouveau procédé de traitement des minerais d'or et d'argent consiste à obtenir ces deux métaux précieux à l'état métallique et dans des conditions telles que les matières puissent être utilement soumises à l'amalgamation directe.

La question est résolue théoriquement par le grillage à la vapeur d'eau appliqué à un mélange en proportions convenables de pyrite et de minerai.

L'objection pratique est l'énorme consommation de vapeur et la durée correspondante au grillage.

Cet obstacle est levé en partie par l'emploi de la vapeur surchauffée. Cependant la consommation de vapeur est encore très-grande et la durée du grillage est très-longue, en sorte que le procédé ne peut être utilement appliqué qu'à un certain nombre de minerais riches.

Enfin, la solution économique du problème a été atteinte en utilisant encore l'action de la vapeur surchauffée, mais en remplaçant, dans le mélange, la pyrite crue par de l'oxyde de fer ou de la pyrite de fer préalablement grillée à l'air.

Cependant il ne faut pas oublier que l'emploi des réactifs oxydants comporte deux exceptions [1] : d'une part le chlorure d'argent, de l'autre les cuivres gris desquels on cherche à retirer le cuivre après avoir extrait l'argent et l'or. Ces deux minerais doivent être soumis à la formule de traitement précédemment décrite [2].

Nous ne reproduirons ici que la formule applicable au cas général; nous ne reviendrons pas sur les réactions déjà exposées, mais nous insisterons au contraire sur les appareils propres à assurer le succès des principales opérations.

Nous admettrons en outre que les usines peuvent se procurer à des prix modérés les pyrites aurifères, qui, après grillage, serviront de réactif oxydant, de préférence au minerai de fer stérile en métal précieux.

La série des opérations est alors :

1° Grillage à peu près complet des pyrites en grand tas, en cases, ou bien dans des fours à réverbère chauffés à la houille, au lignite, à la tourbe ou au bois;

2° Pulvérisation et mélange intime des pyrites grillées avec les minerais d'or et d'argent;

3° Grillage par la vapeur d'eau surchauffée des minerais d'or et d'argent, mélangés avec les pyrites grillées;

4° Amalgamation directe sans intervention d'aucun réactif;

5° Séparation de l'amalgamation d'avec les boues;

6° Compression de l'amalgame;

7° Distillation du mercure;

8° Fonte des métaux précieux.

1. Voir chapitre II, page 794.
2. Voir chapitre II, page 795.

PREMIÈRE OPÉRATION.

Grillage des pyrites.

Le grillage partiel ou à peu près complet des pyrites est une opération bien connue en métallurgie et je ne propose pour l'effectuer aucun appareil nouveau. On peut adopter dans chaque localité, suivant les circonstances, le mode de grillage qui paraît le plus convenable et le plus économique parmi les procédés employés dans les différents pays pour le grillage des minerais pyriteux et des mattes.

Le but qu'il s'agit d'atteindre est d'oxyder à peu près complétement les sulfures contenus dans les pyrites, en évitant autant que possible la formation des sulfates et par conséquent en limitant convenablement, pendant toute la durée de l'opération, l'arrivée de l'air sur les pyrites. On doit apporter une grande attention à ne pas élever la température notablement au-dessus du rouge sombre, afin de conserver à l'or et à l'argent contenus dans les pyrites la faculté de s'amalgamer avec facilité.

J'ai déjà spécifié que le grillage peut être fait en grands tas, en cases ou dans des fours à réverbère. Je donne, mais seulement comme exemple dans les *fig.* 1 et 2, Pl. XXXVI, la disposition d'un four à réverbère chauffé au bois, dans lequel on peut griller en vingt-quatre heures jusqu'à 4 tonnes de pyrites, en deux charges.

La *fig.* 1 est la coupe verticale suivant l'axe du four;

La *fig.* 2 est la coupe horizontale faite un peu au-dessous du niveau du pont.

La sole en briques placées debout, présente une surface plane et horizontale de 4 mètres de long sur 3 mètres dans la plus grande largeur.

Le chargement des pyrites est fait par les quatre portes *a, a, a, a,* ou bien par une trémie placée au-dessus de la voûte, si cette disposition paraît plus convenable. Les quatre portes servent aux râblages pendant la durée du grillage et au déchargement lorsque le grillage est terminé. Les flammes partant du foyer F suivent la voûte et arrivent dans la cheminée *c*, élevée d'environ 8 mètres, par les conduits *m, m.*

Le tirage du four est réglé par un registre placé en haut de la cheminée et par le mur *n* en briques qui ferme le cendrier : ce mur est percé d'ouvertures rectangulaires fermées par des portes mobiles dans des coulisses.

L'espace voûté V sous la sole, peut servir à recevoir les pyrites grillées; on n'a pas représenté dans les *fig.* 1, 2 les dispositions bien connues qui permettent d'utiliser l'espace V pour cet objet. Presque tous les directeurs d'usines trouveront qu'il est plus simple de faire tomber les pyrites

grillées directement dans les brouettes en tôle, qui serviront à leur transport immédiat au magasin.

L'opération est conduite à peu près comme le grillage des minerais de cuivre pyriteux à Swansea (Angleterre). Le four étant à une température un peu plus élevée que le rouge sombre, la charge de deux tonnes de pyrites est introduite par les portes et par la trémie, et étalée uniformément sur la sole. Les pyrites s'échauffent et brûlent à la surface au contact des flammes oxydantes. Le feu est poussé lentement; l'arrivée de l'air par le mur *n* est réglée de telle manière que la combustion ne produise pas l'agglomération des pyrites. A des intervalles réguliers, d'heure en heure, les ouvriers travaillent les pyrites avec le râble et la spadelle, afin de renouveler les surfaces en contact avec les gaz oxydants, d'écraser les grumeaux et de régulariser les progrès de l'oxydation. A mesure que l'oxydation est plus avancée, le feu est poussé un peu plus activement et l'air est admis en plus grande quantité. Le grillage est considéré comme terminé lorsque la charge a pris une teinte rougeâtre dans toutes ses parties et lorsque le dégagement d'acide sulfureux est devenu presque insensible à l'odorat. Il faut environ douze heures pour que ce résultat soit obtenu. On procède alors au déchargement et on introduit une nouvelle charge.

SECONDE OPÉRATION.

Pulvérisation et mélange des pyrites grillées avec les minerais.

La proportion de pyrites qu'il convient d'employer doit varier : 1° avec la perfection du grillage des pyrites; 2° avec la composition des minerais d'or et d'argent; 3° avec les conditions spéciales de chaque usine. Chaque directeur d'usine devra la fixer en ayant égard aux prix d'achat, à la teneur en or, aux frais de transport et aux autres conditions économiques, en tenant compte du but qu'il s'agit d'atteindre pour le mélange des pyrites grillées avec les minerais d'or et d'argent : le but est de rendre plus rapide l'action de la vapeur d'eau (troisième opération). Dans tous les cas, il est essentiel que le mélange des minerais avec les pyrites grillées soit parfaitement intime. Il faut que le mélange soit fait en même temps que la pulvérisation des minerais (ou même après cette pulvérisation si les minerais sont amenés tout pulvérisés à l'usine) sous des meules verticales, sous les pilons d'un bocard ou dans tout autre appareil donnant le même résultat.

TROISIÈME OPÉRATION.

Grillage par la vapeur d'eau surchauffée.

Le traitement par la vapeur d'eau surchauffée des minerais d'or et d'argent mélangés avec une proportion convenable de pyrites préalablement grillées peut être conduit de la manière et dans les appareils mentionnés chapitre II, § 2, pages 797 et 800. Mais le four à réverbère est avantageusement remplacé par le four à rotation représenté Pl. XXXVI, XXXVII et XXXVIII.

FOUR A ROTATION.

J'ai cherché à reproduire en grand l'appareil qui m'a servi au laboratoire, en éliminant l'inconvénient grave de l'impossibilité de râbler pendant l'opération; en même temps j'ai pu réduire l'intervention de l'ouvrier aux manœuvres indispensables : conduite du feu, chargement et déchargement.

Dispositions générales. — Le minerai est chargé dans un cylindre horizontal en fonte ou en tôle (feuilles boulonnées) de 1 mètre de diamètre et de $3^{m},50$ à 4 mètres de longueur, disposé dans un four chauffé au bois, à la houille, etc. A l'intérieur le cylindre est armé de cannelures; à l'extérieur il est entouré par trois bagues très-épaisses, formant autant de poulies à gorges qui portent sur des galets en fer : chaque bague roule sur une paire de galets, en sorte que le cylindre, pendant sa rotation, est soutenu en son milieu et à ses extrémités [1].

Les bases du cylindre sont en dehors des parois du four et portent des couronnes dentées engrenant avec des pignons calés sur un arbre parallèle aux génératrices du cylindre.

Le mouvement est donné à l'arbre par une machine, et la vitesse de rotation réglée selon le degré de finesse des matières.

Les flammes surchauffent d'abord la vapeur et enveloppent ensuite le cylindre de façon à porter les matières à la température convenable pour l'action de la vapeur d'eau; enfin, elles se rendent dans la cheminée un peu élevée qui reçoit aussi les produits sortant du cylindre.

La vapeur surchauffée arrive par une des bases du cylindre et l'excès s'échappe par l'autre avec les produits volatils. La Pl. XXXVIII donne l'ensemble de l'appareil représenté par trois coupes et une élévation.

1. L'expérience a montré que pour les dimensions ci-dessus, on pouvait se contenter des deux paires de galets extrêmes.

Les dimensions indiquées dans les figures s'appliquent à un cylindre en fonte dans lequel on peut charger jusqu'à 500 kilogrammes de minerai; le foyer et ses portes sont disposés pour le cas où le combustible est le bois.

Il sera facile aux directeurs d'usines de modifier selon leurs besoins les dimensions du cylindre et de disposer, s'il y a lieu, le foyer en vue d'un combustible minéral.

La *fig.* 1 est une coupe horizontale du four, suivant la ligne 3, 4, 5, 6 de la *fig.* 2. Le cylindre y est tracé en projection.

La *fig.* 2 représente la coupe verticale du four suivant la ligne 1, 2 de la *fig.* 1.

La *fig.* 3 est une coupe transversale faite selon la ligne 7, 8 de la *fig.* 1.

Enfin l'élévation *fig.* 4 montre le four du côté de la prise de vapeur.

Les détails de construction sur lesquels je reviendrai ci-après sont contenus dans la Pl. XXXVI, *fig.* 3 à *fig.* 8, et dans la Pl. XXXVII.

Description du four : maçonnerie et cylindre. — Le bois est chargé par la porte P dans le foyer F.

Les flammes sont divisées par le mur *e* qui s'élève jusqu'à la voûte du four; elles descendent sous le cylindre C, remontent de l'autre côté pour gagner les 4 carnaux *b*, et se réunissent dans le canal horizontal *a*, qui les conduit à la cheminée B.

La vapeur arrive du générateur par le tuyau V, passe dans le deuxième tuyau V′ et sort du four par le troisième tuyau V″. Ce dernier est recourbé à l'extérieur du four et vient se réunir dans le manchon A avec le tuyau *y* fixé au cylindre.

Par son passage dans les trois tuyaux, entièrement entourés par les flammes du foyer, la vapeur acquiert une température assez élevée. Il serait d'ailleurs bien facile de la surchauffer davantage en plaçant deux tuyaux sur la paroi verticale du foyer, côté du pont. Quel que soit le nombre des tuyaux chauffés par les flammes, il sera utile de placer les coudes en dehors de la maçonnerie, ainsi que cela est indiqué dans la *fig.* 1, pour le cas des trois tuyaux seulement.

La maçonnerie est forcément interrompue parallèlement au cylindre et de chaque côté, au-dessus de son axe : elle est maintenue par des plaques de fonte dont la disposition est indiquée *fig.* 2 et 3 [1]. Les deux parois du four correspondant aux deux bases du cylindre sont fermées par des plaques de fonte, maintenues par quatre fortes armatures. Le four est couvert au-dessus du cylindre par des plaques de tôle formant voûte, et renforcées par des

1. Les détails de construction de ces plaques et de toutes les armatures du four sont figurés dans la Pl. XXXVII et décrits dans la légende.

armatures. Le cylindre est en fonte ou en tôle. Les figures jointes au mémoire se rapportent à un cylindre en fonte : la disposition d'un cylindre en tôle présenterait des différences tellement faibles qu'il est inutile de la tracer dans des planches spéciales. Le cylindre est fondu en deux pièces qui sont assemblées par l'anneau extérieur *m*, *fig*. 8, Pl. XXXVI.

On voit dans la coupe *fig*. 5, Pl. XXXVI, que le cylindre porte à l'intérieur huit cannelures saillantes et quatre autres à l'extérieur. Les cannelures intérieures règnent sur toute la longueur du cylindre : elles servent à forcer le minerai à changer de place dans la rotation lente du cylindre : elles sont destinées, conjointement avec le mouvement de rotation, à produire l'effet des râblages des minerais élaborés dans les fours à réverbère.

Les cannelures extérieures ne sont utiles que près des trois anneaux *m*, *m'*, *m"*. Ces anneaux sont entaillés, en correspondance, de manière qu'avec les cales on puisse rendre parfaitement solidaires les anneaux et le cylindre.

Les anneaux sont munis de rebords et portent sur les trois paires de galets *g*, *g'*, *g"*. Les galets et leurs axes de rotation sont en fer : les supports sont en fonte.

Les deux bases du cylindre sont fixées par des boulons. L'une d'elles E porte le tuyau par lequel arrive la vapeur surchauffée. Elle est munie de deux portes de chargement et de déchargement (*fig*. 3, Pl. XXXVI).

La seconde base E' (*fig*. 6, Pl. XXXVI) porte le tuyau de sortie qui se rend dans la cheminée. Une porte π est ménagée dans ce tuyau afin de permettre à l'ouvrier de reconnaître la nature des gaz qui se dégagent sous l'action de la vapeur. La paroi de la cheminée est percée d'une ouverture circulaire garnie en fonte et d'un diamètre un peu plus grand que celui du tuyau, afin que ce dernier puisse tourner librement avec le cylindre.

Mécanisme moteur. — Le mouvement est imprimé au cylindre à l'aide de deux roues dentées R, R', placées à l'extérieur du four, et fixées sur le cylindre de la même manière que les anneaux *m*, *m'*, *m"*. Ces roues sont commandées par les deux pignons *r*, *r'* (*fig*. 1 et 2, Pl. XXXVIII), fixés sur un axe au-dessus du cylindre et à l'extérieur du four. L'axe est porté par deux supports en fonte aux deux extrémités du four et par un troisième support encastré dans la maçonnerie de la cheminée. La bobine motrice H est fixée sur l'arbre à proximité de la base E' du cylindre. La rotation du cylindre a donc lieu sur les galets par l'effort des roues dentées : d'après la disposition indiquée la rotation a lieu nécessairement autour de l'axe de figure du cylindre. Le mouvement doit être très-lent et doit varier, du reste, avec le degré de ténuité des minerais. Dans les cas les plus ordinaires, le cylindre ne fera guère que de 20 à 30 révolutions par heure.

Entrée de la vapeur. — L'arrivée de la vapeur dans le cylindre exige une

disposition spéciale. Il faut que la vapeur passe sans perte du tuyau fixe du surchauffeur dans le tuyau tournant de la base du cylindre : il faut de plus que l'air extérieur ne puisse pas entrer dans ce dernier tuyau, appelé par le mouvement de la vapeur. Le but peut être atteint par des dispositions diverses. Je propose la solution qui est tracée en coupe dans la *fig.* 4, Pl. XXXVI. V″ est le tuyau fixe qui reçoit la vapeur du surchauffeur; *y* est le tuyau tournant avec le cylindre.

Le tuyau *y* est un peu évasé à son extrémité et entoure, avec un jeu d'au moins $0^m,01$, l'extrémité du tuyau V″, ses bords bien polis frottent contre la surface verticale de l'oreillette *o*, fondue avec le tuyau V″. L'assemblage des deux tuyaux est entouré par la boîte en fonte A. La boîte est boulonnée d'un côté avec l'oreillette annulaire *c*, fondue avec le tuyau fixe V″. De l'autre côté, la boîte porte un rebord annulaire B′, dont la surface extérieure, très-légèrement conique, est polie avec soin. Le rebord présente une ouverture assez grande pour le passage de l'évasement du tuyau *y*. Ce dernier est entouré à frottement dur par un manchon M, dont le rebord présente la forme conique correspondante à celle du rebord B′. Lorsque les deux tuyaux sont en place, on pousse le manchon M au contact du rebord B′. Il n'y a plus alors pour la sortie de la vapeur surchauffée, comme pour la rentrée de l'air extérieur, que des joints extrêmement faibles. Pour plus de sûreté, on fait arriver dans la boîte A, par le tuyau *t*, de la vapeur prise dans la chaudière de la machine motrice. La boîte A est portée par un bâti en fonte, laissant passage pour le ringard de l'ouvrier, lors du chargement et du déchargement du cylindre.

Description du travail. — Chaque opération est divisée en trois périodes : chargement, action de la vapeur, déchargement.

Première période, chargement. Le cylindre est arrêté dans la position qu'indique la *fig.* 4, Pl. XXXVIII. Les deux portes P′. P′. sont ouvertes. Le minerai est chargé par une trémie qui n'est pas représentée dans les figures parce que sa disposition n'offre rien de particulier : une plaque de tôle mobile conduit le minerai de la trémie dans le cylindre par la porte P′. En même temps, un ouvrier armé d'un râble pousse le minerai jusqu'au fond du cylindre et régularise son épaisseur. On ferme alors les deux portes.

Seconde période, action de la vapeur. On met le cylindre en mouvement, en le faisant tourner de gauche à droite, c'est-à-dire dans le sens du mouvement des flammes passant sous le cylindre : on fait arriver la vapeur en quantité telle qu'elle prenne dans le cylindre un mouvement lent. On pousse le feu de manière à porter le cylindre tout au plus au rouge sombre. L'action de la vapeur commence bientôt et on peut la suivre en ouvrant l'orifice O (*fig.* 1 et 2, Pl. XXXVIII) de la cheminée. Le temps nécessaire pour compléter le grillage est variable avec la nature des minerais traités. On reconnaît que le grillage est

terminé aux caractères suivants : 1° en regardant par l'ouverture O de la cheminée, on ne voit plus de vapeur jaune sortir du cylindre, on perçoit une odeur à peine sensible ; 2° en introduisant par la porte π du tuyau de sortie un papier imprégné d'un sel de plomb (acétate de plomb par exemple), le papier n'est plus noirci sensiblement.

Troisième période, déchargement. Le grillage étant terminé, on arrête l'arrivée de la vapeur. On arrête le cylindre dans la même position que pour le chargement. On ouvre les deux portes P', P'. L'ouvrier, à l'aide d'un râble, fait tomber le minerai soit sur le sol, soit dans les brouettes en tôle qui servent à le transporter à la place de dépôt.

En résumé, le four à rotation présente le grand avantage d'économiser le combustible et la main-d'œuvre ; il assure d'une manière absolue l'exclusion de l'air ; la vapeur d'eau surchauffée peut seule agir sur le minerai.

QUATRIÈME OPÉRATION.

Amalgamation.

Tous les appareils qui ont été employés jusqu'ici dans les usines peuvent être appliqués à l'amalgamation des minerais grillés à la vapeur d'eau. La seule condition essentielle à réaliser est que le mercure puisse être divisé en particules très-fines et mis en contact intime et prolongé avec tous les grains du minerai grillé.

Dans les expériences qui ont été faites au Mexique on a employé les tonnes tournantes en bois. En Californie on s'est servi des *pans*, et les résultats ont été très-bons ; l'amalgamation est faite avec assez de rapidité et sans perte de mercure. L'appareil présente cependant un inconvénient : le mouvement de rotation est trop rapide. L'une des conditions les plus essentielles d'une bonne amalgamation, la durée du contact du mercure avec les grains du minerai, ne se trouve pas réalisée.

L'effet utile de l'appareil n'est dû qu'à la multiplicité des contacts, et il faut quelquefois traiter de nouveau les résidus d'une première amalgamation pour dissoudre dans le mercure la totalité de l'or et de l'argent contenus à l'état métallique dans les minerais grillés.

Les meules verticales tournant dans une auge annulaire m'ont paru l'outil le plus propre à réaliser les conditions d'un bon travail ; j'ai adopté la disposition représentée planches XXXIX et XL.

MEULES VERTICALES.

Voici les principaux avantages que présentent les meules verticales : possibilité d'opérer sur un poids considérable de minerai ; travailler à volonté à

sec, ou en présence de l'eau; diviser plus ou moins le mercure; exercer par le poids des meules une pression prolongée qui rend l'amalgamation rapide et complète.

Disposition générale. — Elle se rapproche beaucoup de celle qui est adoptée maintenant pour le broyage des terres, etc. Les dimensions de l'appareil et le nombre des meules peuvent varier suivant l'importance des usines. L'appareil figuré Pl. XXXIX et XL comporte quatre meules et pourrait traiter en une fois plus de 3 tonnes de minerais grillés.

Les minerais et le mercure sont mis dans une auge annulaire M, dont le fond est horizontal, et l'on fait rouler avec plus ou moins de lenteur les meules verticales R. R'. R". R'''. reliées par des bras à un axe vertical S. Le mouvement est transmis à l'arbre à l'aide de l'engrenage conique T, placé au-dessous de la sole. Cet engrenage pourra être placé, si on le juge convenable, au-dessus de tout l'appareil. L'axe vertical sera alors plus long, ce qui n'offre pas un bien grave inconvénient.

Au même axe vertical S sont liés, par quatre bras *a*, *b*, *c*, *d*, les couteaux en tôle A, B et les râteaux C, D. Le rôle des couteaux est de ramener constamment sous les roues les matières qui sont portées dans les angles de l'auge annulaire. Les râteaux servent à diviser et à séparer de la sole de l'auge les matières écrasées par les roues.

Tous les ingénieurs qui auront à appliquer les meules verticales à l'amalgamation, comprendront aisément, d'après la description et les planches, les modifications très-simples qu'ils devront apporter à la construction dans le cas où ils jugeraient convenable de n'employer que deux ou trois meules, une seule paire de couteaux et un seul râteau.

La *fig.* 1, Pl. XXXIX est une coupe verticale faite suivant l'axe.

La *fig.* 1, Pl. XL est une projection horizontale.

Les détails de construction des couteaux, des râteaux, de l'axe des meules et de l'orifice de déchargement sont complétés par les autres figures.

Détails des diverses parties de l'appareil. — L'axe vertical S est supporté en bas par un coussinet dont la disposition ne présente aucune particularité; il est dirigé vers le haut par un coussinet vertical, soutenu par le système de charpente que représente le dessin *fig.* 1, pl. XXXIX, ou par toute autre disposition équivalente qui pourra paraître préférable dans chaque usine.

La grande roue dentée conique T engrène avec un pignon P fixé sur l'arbre qui reçoit directement le mouvement de la machine motrice. Le rapport des diamètres des deux roues dentées dépend de la vitesse du mouvement que la machine motrice transmet à l'arbre horizontal. La vitesse de rotation de l'axe vertical S doit varier d'un tour à quatre tours au plus par minute. Les résistances que doit vaincre l'axe vertical étant considérables, il faudra tou-

jours donner à la roue dentée T un très-grand diamètre et aux dents une très-grande solidité.

Au-dessus du coussinet vertical, l'axe vertical S est à section rectangulaire et porte les deux boîtes en fonte G, H, dans lesquelles sont fixés les bras *a*, *b*, *c*, *d*, des couteaux et des râteaux, et les bras des quatre roues verticales.

Les bras des couteaux et des râteaux sont immobiles dans la boîte G : ils sont reliés entre eux par les tirants *a'*, sortes de barres d'attelage, qui doivent être assez solides pour s'opposer à toute flexion des bras.

L'assemblage des bras des quatre roues verticales dans la boîte H est un peu différent, ainsi que le représentent les *fig.* 1, Pl. XXXIX et *fig.* 2 et 3, Pl. XL. Il faut que les roues puissent rouler sur des matières d'épaisseur variable, et par conséquent il est indispensable que les bras puissent prendre une inclinaison de quelques degrés. L'effort à produire par la boîte H sur les bras et par les bras sur les roues étant considérable, ces pièces doivent être construites avec beaucoup de solidité. Les bras sont reliés entre eux par les tirants *a''* qui s'opposent à leur flexion tout en permettant les variations dans l'inclinaison des bras.

Les quatre meules sont cylindriques et tout à fait pareilles : elles ont 25 centimètres de largeur de jante et 2 mètres de diamètre : elles sont liées aux bras absolument de la même manière que les roues d'une charrette sont réunies aux essieux. Elles peuvent être faites en bois avec jante en fer, ou bien entièrement en fonte, ou bien partie en bois et partie en fonte : on pourrait même les faire en pierres dures avec la jante en fer. Le seul point essentiel est que les roues soient cylindriques et d'un poids un peu considérable, d'environ 1,000 kilogrammes pour chaque roue. Dans leur mouvement autour de l'axe S les roues doivent parcourir des chemins différents. Les distances des bords intérieurs des roues au cercle qui limite l'auge à l'intérieur sont de $0^m,15$, $0^m,40$, $0^m,65$, $0^m,90$. La roue la plus éloignée de l'axe vertical S est encore assez écartée des bords extérieurs de l'auge pour que les matières entraînées par la roue retombent dans l'auge elle-même et non pas à l'extérieur. Les couteaux A, B sont en forte tôle : leur liaison avec les bras *a* et *b* est indiquée par les *fig.* 2, 3 et 4, Pl. XXXIX.

La disposition des râteaux C, D et leur liaison avec les bras sont identiques à celles des couteaux. Chaque râteau porte de douze à quatorze dents tranchantes fixées sur une lame de tôle un peu inclinée, rasant la sole de l'auge.

La disposition de l'auge exige des explications un peu plus détaillées. L'auge se compose d'une sole horizontale annulaire et de deux rebords inclinés, l'un à l'extérieur, l'autre à l'intérieur. Elle est construite sur une maçon-

nerie très-solide : la surface horizontale de la maçonnerie qui supporte l'auge doit être dressée avec le plus grand soin.

La sole est formée de plaques de fonte très-épaisses : les lignes des joints sont dirigées suivant les rayons partant du centre de l'axe vertical S. Les assemblages sont à recouvrement, et les joints sont assez serrés pour que les matières les plus fines ne puissent pas passer sous les plaques. La surface de la sole doit être assez bien dressée pour que les couteaux et les râteaux ne rencontrent pas d'obstacles à leur mouvement de rotation.

Le rebord intérieur peut être en fonte ou en tôle forte. Il est appuyé contre la maçonnerie et il est assemblé par recouvrement avec les plaques de fonte de la sole.

Le rebord extérieur a 40 centimètres environ de hauteur verticale au-dessus de la sole; il est formé par des plaques de fonte réunies entre elles par des oreillettes et des boulons. Ces plaques sont assemblées par recouvrement avec les plaques de fonte de la sole, comme l'indique la *fig.* 1. Pl. XXXIX. De plus, le tout est maintenu en serrage par le cercle I composé de plusieurs segments dont on peut faire varier la tension à l'aide de boulons et d'écrous. Chaque plaque de rebord est munie d'une nervure extérieure qui s'appuie sur le cercle de fer.

La porte de déchargement est une plaque de fonte P, mobile dans deux rainures, et formant, quand elle est en place, la continuation du rebord extérieur de l'auge. Elle est appuyée extérieurement par des armatures qui soutiennent en même temps le canal de sortie des matières Q. Le canal est à volonté en tôle ou en fonte; il est incliné à 15 ou 20°. Les matières sortent de l'auge en suspension dans l'eau; elles tombent dans la cuve en bois R_1 assez grande pour retenir le mercure et portant un robinet en bois à la partie inférieure. Le fond de la cuve présente une inclinaison régulière vers le robinet. L'eau entraînant les matières divisées, sort de la cuve par le canal en bois U et se rend dans les appareils destinés à recueillir les dernières parties du mercure. La cuve en bois R_1 est fermée par un couvercle percé d'une ouverture à rebords *u*. Ces rebords empêchent les projections des matières qui sont amenées à l'auge par le canal en fonte ou en tôle.

Description du travail.

Je dois distinguer deux cas :

1° Les minerais sont portés à l'amalgamation tels qu'ils sortent des fours et par conséquent ils sont *secs*;

2° Il est nécessaire de traiter par l'eau les minerais grillés à la vapeur

surchauffée avant de les porter à l'appareil d'amalgamation : les minerais sont *mouillés*.

I. — MINERAIS SECS.

Le travail est divisé en trois périodes :

1° *Travail à sec.* — On charge sur la sole annulaire la quantité de minerais qu'il est convenable d'amalgamer en une opération avec la quantité de mercure nécessaire, soit trente à quarante parties de mercure pour une partie d'or et d'argent. La hauteur des minerais étendus sur la sole est de 10 à 15 centimètres. On doit chercher, en chargeant le mercure, à le diviser comme cela se fait dans l'ancienne amalgamation au patio. Le chargement étant fini, on met les meules en mouvement, en leur donnant une vitesse de un à deux tours par minute. On reconnaît bien facilement si la vitesse de rotation est convenable à l'aspect du mercure au bout de deux heures. Le mercure doit être divisé à tel point qu'on ne distingue plus de globules. Le mercure est à l'état de poussière presque impalpable, réparti dans toute la masse du minerai. On fait tourner pendant environ deux heures, à partir du moment où le mercure est arrivé à cet état de division. La première période dure donc ainsi de trois à cinq heures, en général quatre heures.

2° *Trituration avec un peu d'eau.* — On mouille progressivement les matières en lançant l'eau avec des pommes d'arrosoirs, sans arrêter les meules mais en les faisant tourner avec plus de lenteur. On reconnaît que la quantité d'eau est suffisante au caractère suivant. Les matières étant à l'état de pâte coulante, le mercure apparaît en petits globules brillants, mais reste divisé. Avec une quantité d'eau plus grande, aussi bien qu'avec une quantité plus faible, le mercure se réunit facilement en globules et même en masses. L'expérience indiquera très-promptement quelle quantité d'eau il faut employer et quelle vitesse de rotation il faut donner aux roues pour chaque minerai spécial. On fait alors tourner pendant sept ou huit heures, en ajoutant de temps en temps un peu d'eau, pour que la matière reste au degré de consistance reconnu nécessaire pour le maintien de la division du mercure.

3° *Réunion du mercure et dissolution de l'amalgame.* — L'amalgamation des métaux précieux est alors terminée : en général, il reste à réunir le mercure et à lui faire dissoudre les amalgames d'or et d'argent qui ont été formés. On fait arriver dans l'auge de l'eau en quantité suffisante pour que les matières forment une sorte de bouillie très-liquide ; on fait tourner les roues très-lentement pendant environ trois heures. On procède enfin au déchargement.

4° *Déchargement* — On fait tourner les roues très-lentement et on soulève

peu à peu la porte P, de manière que les matières s'écoulent avec la lenteur convenable dans la cuve en bois R_1, et de là dans le canal en bois U. On force toutes les matières à passer par la cuve et on nettoie parfaitement toutes les parties de l'appareil d'amalgamation en se servant d'une lance d'eau. Quand ce lavage de l'appareil est terminé, on remet la porte en place et on peut procéder à une nouvelle opération. La majeure partie du mercure, tenant les amalgames en dissolution, se trouve réunie dans la cuve avec une certaine quantité de minerai et d'eau. En décrivant l'opération du débourbage nous indiquerons comment il faut procéder à la reprise du dépôt de cuve.

II. — Minerais mouillés.

Il est quelquefois nécessaire de laver les minerais grillés à la vapeur surchauffée, avant de les soumettre à l'action du mercure. Dans ce cas le travail comprend seulement les deux dernières périodes. La première période que je peux appeler la trituration à sec se trouve supprimée. Il faut alors augmenter un peu la durée de la seconde période et la porter à neuf ou dix heures. Le mercure se divise un peu plus lentement que dans l'amalgamation des minerais secs, mais cette difficulté est compensée par une durée plus longue de l'action du mercure en présence de l'eau.

A part cette différence, le travail est conduit comme je l'ai indiqué dans les pages précédentes.

CINQUIÈME OPÉRATION.

Séparation du mercure d'avec les boues.

L'opération exige des soins minutieux, parce qu'une portion notable du mercure et des amalgames reste très-divisée et ne se dissout que lentement dans le mercure liquide.

Description des débourbeurs. — Les boues, après avoir traversé la cuve et le canal en bois, arrivent dans de grands cylindres débourbeurs. Ces cylindres ont 2 mètres de diamètre et 2 mètres de hauteur; ils sont percés de trous équidistants alignés suivant une génératrice et fermés par des tampons de bois; le trou inférieur est muni d'un robinet en bois vers lequel tend l'inclinaison du fond de la cuve.

Au centre de la cuve cylindrique se trouve un axe vertical armé de bras en fer recourbés. Ces bras sont fixés à des manchons en fonte reliés eux-mêmes à l'axe moteur.

La rotation est juste assez rapide pour maintenir les matières fines en suspension et laisser tomber les parties lourdes.

Les cylindres, au nombre de deux, sont employés successivement.

Les eaux boueuses, au sortir du cylindre, se rendent par des canaux aux bassins de dépôt. Les canaux sont en bois, à fond incliné, et présentent de nombreux ressauts dans lesquels s'arrêtent les parties les plus lourdes, c'est-à-dire celles qui contiennent encore quelques grains de mercure ou d'amalgame.

Travail. — Malgré les soins apportés dans le déchargement de l'appareil d'amalgamation, il est impossible de régler avec précision l'écoulement des matières, comme quantité et proportion d'eau dans la cuve, les débourbeurs et les canaux. On parvient cependant à retenir dans les débourbeurs la presque totalité des boues, et il n'y a guère que les parties les plus fines qui soient entraînées jusqu'aux bassins de dépôt. C'est là certainement une cause de perte du mercure et de l'amalgame dont les parcelles très-divisées sont soumises, vers la fin du nettoyage, à l'action d'un fort courant d'eau.

Dans la cuve, se trouve au fond presque tout le mercure tenant en dissolution les amalgames; au-dessus du mercure reste une certaine quantité de boues, on fait couler le mercure par le robinet inférieur que l'on ferme avant l'arrivée des boues. La petite quantité de mercure restant dans la cuve se réunit au produit semblable de l'opération suivante.

Le mercure a été reçu dans des vases dont la forme a peu d'importance, mais dont le volume répond à la facilité du transport. On sèche et on nettoie la surface du métal qui est prêt pour la distillation.

Dans les débourbeurs, le travail est assez long. La charge traitée sous les meules doit être divisée également entre les deux cylindres : pour 100 p. de mercure déjà employé à l'amalgamation, on ajoute de 10 à 12 p. de mercure neuf dans chacun des débourbeurs; on met les bras en mouvement avant l'arrivée des boues et on maintient la rotation avec une vitesse convenable.

Au bout d'une heure, on enlève le tampon du trou supérieur et laisse écouler les boues légères aux canaux et de là aux bassins de dépôt.

On remet le tampon, remplit le débourbeur avec de l'eau claire et accélère un peu le mouvement de rotation. Une heure après, on fait couler le liquide boueux en enlevant le tampon du second trou, etc...

En continuant à procéder de la sorte, on arrive à faire sortir presque toutes les boues et à ne laisser à la surface du mercure qu'une couche très-peu épaisse des boues les plus lourdes.

Au bout d'un certain temps, un mois par exemple, on fait écouler le mercure qui s'est accumulé dans le cylindre et on le transporte alors à la distillation.

Dans les canaux, le travail consiste à favoriser l'entraînement par l'eau des matières fines qui s'y déposent; on agite très-légèrement la surface avec un balai à brins fins.

Les parties denses se réunissent dans les ressauts, on peut achever de les traiter de deux manières :

Ou bien on ajoute du mercure liquide et on le laisse longtemps en contact avec ces matières lourdes;

Ou bien on retire ces matières, on les fait sécher et par compression avec du mercure, on obtient assez bien les amalgames.

Les bassins de dépôt doivent avoir une surface de 100 mètres quarrés et une profondeur de $1^{m},50$; il faut au moins deux bassins semblables travaillant alternativement. La vidange se fait à la pelle, et l'ouvrier jette les matières le long des bords des bassins : une certaine quantité de mercure se trouve mise en évidence : le mercure visible dans le bassin est facilement recueilli; celui qui se trouve dans les boues déjà extraites s'écoule dans des rigoles disposées à cet effet.

Les boues, ou *tailings*, ne doivent être définitivement jetées qu'après essai; les matières sont hétérogènes et il importe de ne repasser à l'amalgamation que les parties qui ont une teneur assez élevée; il est donc nécessaire de multiplier les prises d'essai et les essais.

SIXIÈME OPÉRATION.

Compression du mercure.

La compression du mercure peut être faite absolument comme dans toute autre méthode d'amalgamation. Je me bornerai à indiquer le procédé suivi en Amérique et à rappeler celui qui était en usage à Huelgoet.

En Amérique on emploie de très-longs sacs en toile suspendus au-dessus de cuvettes destinées à recevoir le mercure qui traverse la toile. La compression est donc très-faible et ne se produit que par le poids des matières elles-mêmes. L'amalgame retenu dans le sac est encore liquide : cependant le mercure écoulé entraîne toujours un peu d'amalgame.

A Huelgoet, le mercure était placé dans un cylindre en fonte, percé à sa base inférieure d'une ouverture conique : celle-ci était fermée par une rondelle de bois. A l'aide d'une presse hydraulique on arrivait à faire traverser les pores du bois par le mercure, tandis que l'amalgame restait dans le cylindre. Dans l'application le mercure pouvait encore entraîner un peu d'amalgame; les rondelles de bois sont rarement saines et présentent souvent des fentes qui, même très-petites et presque invisibles, peuvent, sous l'influence

de la pression considérable exercée ici, laisser passer un peu d'amalgame en même temps que le mercure.

L'amalgame entraîné n'est pas perdu; il reste en roulement dans les opérations ultérieures, mais j'ai prouvé par des expériences de laboratoire que le mercure contenant une certaine quantité d'amalgame ne se comporte pas dans l'amalgamation aussi bien que le mercure parfaitement pur.

Il serait donc préférable de renoncer à la compression et de distiller directement tout le mercure aurifère et argentifère.

SEPTIÈME OPÉRATION.

Distillation.

La distillation du mercure se fait comme dans les autres usines existantes. On emploie des cornues en fonte, avec un tuyau recourbé qui débouche à une faible distance au-dessus d'un récipient contenant de l'eau.

Il est important de chauffer doucement pour que le mercure n'entraîne pas d'or ni d'argent, et de maintenir le rouge sombre de façon à expulser tout le mercure, mais de ne pas le dépasser, car on prévient par ces soins la fusion des métaux précieux et leur adhérence aux parois de la cornue.

HUITIÈME OPÉRATION.

Fonte.

Les métaux précieux retirés de la cornue doivent être fondus dans des creusets de plombagine, puis coulés dans des lingotières.

Les lingots peuvent alors être soumis aux essais qui déterminent leur teneur réelle en or et en argent, c'est-à-dire leur valeur commerciale.

SOMMAIRE.

TROISIÈME SÉRIE D'EXPÉRIENCES FAITES PAR LA VAPEUR D'EAU SURCHAUFFÉE ET AVEC ADDITION D'OXYDE DE FER OU DE PYRITE GRILLÉE.

LÉGENDE.

PLANCHE XXXV.

Fig. 1, appareil pour le grillage à la vapeur surchauffée. A, chaudière en cuivre; *a*, niveau d'eau; *a'*, trou pour le remplissage; *n*, tuyau en plomb; B, tube en fer pour le surchauffage; *m*, manchon en laiton; C, tube en terre réfractaire; D, allonge.

Fig. 2, nacelle.

Fig. 3, 4 et 5, meules d'amalgamation; *fig.* 3, élévation donnant l'ensemble du mécanisme; *fig.* 4, une coupe horizontale suivant la ligne XY de la *fig.* 3; *fig.* 5, une coupe de l'auge et vue par bout d'une meule. BB, bras soutenant les étriers extérieurs AA; D, renflement de l'axe vertical portant les étriers intérieurs; *gg*, couteaux des meules; *cc* et *c'c'*, couteaux de l'auge; *r*, râteau.

PLANCHE XXXVI.

Fig. 1 et 2, four à réverbère pour le grillage des pyrites à l'air; *fig.* 1, coupe verticale suivant la ligne 1-2 de la *fig.* 2; *fig.* 2, coupe horizontale suivant 3-4 de la *fig.* 1, c'est-à-dire un peu au-dessous du pont.

Fig. 3 à 8, détails du four de grillage à rotation : *fig.* 3, base E, côté de l'avant, c'est-à-dire de l'entrée de la vapeur et des portes P'P', pour le chargement et le déchargement; *fig.* 4, coupe de l'extrémité du cylindre et de la disposition pour l'entrée de la vapeur; *fig.* 5, coupe transversale du cylindre faite en avant d'une paire de galets; *fig.* 6, projection de l'extrémité E', côté de l'arrière, c'est-à-dire de la cheminée; *fig.* 7, vue du bout de l'appendice cylindrique; *fig.* 8, assemblage des deux moitiés du cylindre, avec poulie à gorge *m*.

PLANCHE XXXVII.

Détails du mécanisme, de la prise de vapeur et des armatures.

Mécanisme. Fig. 1, 2, 3, paliers sur arceaux soutenant l'arbre moteur aux extrémités du four; *fig.* 36, 37, palier logé dans le bâti de la cheminée; *fig.* 16, 17, 18, galets en fer; *fig.* 19, 20, 21, paliers portant les galets; *fig.* 13, 14, 15, plaques sur lesquelles posent les paliers; *fig.* 38, 39, plaques protégeant latéralement les paliers contre l'action des flammes; *fig.* 40, 41, 42, 43, plaques de protection posées dans le sens de l'axe du cylindre.

(*Nota :* les *fig.* 18, 20, 14, 42, 43, se rapportent aux galets du milieu qui sont plus épais que ceux des extrémités.)

Prise de vapeur. *Fig.* 50, 51, cadre en fonte pour le passage des trois tuyaux de vapeur; *fig.* 22, 23, bâtis portant le tuyau V″ et la boîte A pour l'entrée de la vapeur dans la partie mobile de l'appareil.

Armatures. *Fig.* 28, 29, 30, 31, plaques de garde tenant les maçonneries à chaque extrémité du four; *fig.* 44, 45, 46, 47, 48, 49, plaques maintenant l'ouverture longitudinale au-dessus du cylindre; *fig.* 32, 33, 34, 35, plaques posées verticalement et tenant les pieds-droits à l'arrière des galets (la *fig.* 32 représente les plaques du milieu); *fig.* 26, 27, armatures extérieures; *fig.* 4, 5, 6, 7, 8, porte du foyer; *fig.* 9, 10, 11, 12, porte du cendrier; *fig.* 24, 25, cadre avec entrée cylindrique pour l'accès dans la cheminée des produits volatils sortant du cylindre.

PLANCHE XXXVIII.

Fig. 1. Coupe horizontale du four suivant la ligne 3-4-5-6 de la *fig.* 2 : le cylindre est représenté en projection horizontale; *fig.* 2, coupe verticale suivant la ligne 1-2 de la *fig.* 1; *fig.* 3, coupe transversale suivant la ligne 7-8 de la *fig.* 1; *fig.* 4, élévation du côté de la prise de vapeur.

PLANCHE XXXIX.

Meules verticales tournantes pour l'amalgamation.

Fig. 1, coupe verticale montrant la disposition d'ensemble; *fig.* 2, 3, 4, couteaux : la *fig.* 4 est une élévation des couteaux prise d'arrière, la *fig.* 2 est une projection verticale du couteau qui frotte sur le rebord de l'auge, la *fig.* 3 est une projection semblable du couteau le plus voisin du centre de rotation; *fig.* 5, 6, 7, 8, râteaux : la *fig.* 5 est une élévation d'un râteau prise d'arrière, les *fig.* 6, 7, 8 sont les armatures respectives α, β, γ déterminant l'obliquité de la direction du râteau sur celle des rayons de l'auge (voir *fig.* 1, Pl. XL); *fig.* 9, 10, disposition d'un moyeu de meule et du bout de bras faisant essieu.

PLANCHE XL.

Fig. 1, projection horizontale de l'ensemble; *fig.* 2, 3, mode d'assemblage des bras dans la boîte en fonte H; *fig.* 4, 5, boîte G recevant les petits bras *a*, *b*, *c*, *d* qui amènent les râteaux et les couteaux; *fig.* 6, 7, 8, détail d'une dent de râteau.

NOTE.

Un exemplaire du mémoire de M. Rivot sur le traitement des minerais d'or et d'argent a été offert en hommage à l'Académie des sciences, dans la séance du 20 juin 1871, par l'entremise de M. Élie de Beaumont, secrétaire perpétuel, qui avait bien voulu se charger de ce soin, en souvenir de son ancien élève.

Voici en quels termes, les comptes rendus de l'Académie ont rapporté cette présentation (tome LXXII, n° 25, année 1871).

M. Elie de Beaumont signale à l'attention de l'Académie, parmi les pièces imprimées de la correspondance, un volume posthume de M. L. E. Rivot, portant pour titre : *Nouveau procédé de traitement des minerais d'or et d'argent*, travail que viennent de publier les *Annales des Mines*.

En présentant à l'Académie l'exemplaire qui lui est adressé par MM. F. Rivot et Moissenet, M. le Secrétaire perpétuel donne lecture des passages suivants de la lettre d'envoi.

« Selon le désir de l'auteur, le manuscrit a été terminé par l'un de nous et inséré « dans le *Recueil des Annales des Mines*. Ce mémoire comprend l'exposé détaillé des « longues recherches faites par M. Rivot sur les minerais d'or et d'argent, et du nouveau « procédé de traitement de ces minerais basé sur l'emploi rationnel de la vapeur d'eau.

« Nous savons qu'en écrivant ce travail, M. Rivot voulait le soumettre au jugement de « l'Académie, et nous avons pu voir que, parmi ses nombreux travaux, cette dernière « œuvre était pour lui une œuvre de prédilection; c'est vous, Monsieur, son maître « si profondément aimé et révéré, qu'il eût certainement prié d'introduire ce travail « devant l'Académie. Nous venons vous prier de rendre ce service à la mémoire de celui « qui nous fut cher. »

Sans analyser, ajoute M. Élie de Beaumont, le volume posthume dont mon ancien et excellent collègue, M. Rivot, a laissé les éléments, je puis dire que le procédé métallurgique élaboré par lui pendant douze ans, dans le laboratoire de l'Ecole des mines, présente une simplicité qui est assez souvent le cachet de la perfection. Il consiste essentiellement à faire agir sur les minerais sulfurés de la vapeur d'eau à une haute température. Poursuivant la série des expériences commencées autrefois par notre savant confrère M. V. Regnault et continuée par un autre ingénieur des mines des plus distingués, M. Cumenge, M. Rivot est parvenu à réduire de 400 parties à 8 parties la quantité de vapeur surchauffée nécessaire pour attaquer une partie en poids du mélange de minerais soumis au traitement. A ce terme, le procédé devient économique. La vapeur d'eau décomposée et les pyrites aurifères grillées qu'on mélange avec les minerais, donnent de l'hydrogène sulfuré et de l'acide sulfureux. Les substances métalliques sont changées en oxydes contenant des parcelles d'or natif et d'argent natif. Ces dernières sont enlevées par l'amalgamation, et ce procédé, qui est lui-même d'une simplicité primitive et qui est usité depuis des siècles d'un bout de l'Amérique à l'autre, agit sur ces matières avec une telle efficacité, que là où les essais les plus soignés indiquent 100 des métaux précieux, l'application en grand en retire 110.

Le procédé métallurgique de M. Rivot est déjà mis en pratique dans les sierras de la

Californie. Il y est appliqué au cuivre gris antimonial riche en argent, aux pyrites arsenicales et aux minerais déjà signalés à l'Académie, dans deux lettres de M. le docteur Charles T. Jackson[1] (argent sulfuré, argent rouge antimonial, argent antimonié sulfuré fragile, auxquels se joignent un peu d'argent natif et, près de la surface, des chlorures, iodures et bromures d'argent). Il peut s'appliquer aussi à certains minerais noirs connus depuis longtemps dans beaucoup de gisements américains comme très-riches, et cependant à peu près négligés à cause du peu de prise que la métallurgie avait jusqu'ici sur eux. Ce procédé contribuera puissamment à ce que la Californie reste un nouveau Potose, alors même que les lavages d'or, dont la richesse étonnante avait d'abord ému le monde financier, seront complétement épuisés.

D'après les documents reçus par lui dans ces derniers temps, M. Rivot pensait que les minerais sur lesquels repose l'avenir des exploitations de ces contrées, se sont introduits après coup dans des filons plus ou moins anciens et souvent fort larges. Ils y auraient pénétré en suivant des filons beaucoup plus minces qui, à une époque moderne, sont venus couper les premiers.

1. Comptes rendus, t. LXI, p. 947 et 999, séances des 27 novembre et 4 décembre 1865.

NOTE

SUR

L'EXAMEN DES FARINES ET DES PAINS.

1855.

Les prix élevés atteints par les farines, après deux années consécutives de récoltes insuffisantes, ont déterminé l'importation de quantités assez considérables de blé et de farines, venant des pays étrangers et notamment d'Amérique.

L'Administration de l'Agriculture et du Commerce a soumis ces importations à des expériences suivies, afin de constater leur qualité et de n'admettre en France que celles reconnues convenables sous tous les rapports. En même temps de nombreuses expériences ont été faites par ordre de Sa Majesté au sujet de plusieurs procédés nouveaux de panification, proposés par différentes personnes, qui toutes avaient pour but de livrer le pain à un prix plus modéré.

Chargé par Son Exc. M. le Ministre de l'Agriculture, du Commerce et des Travaux publics, de l'examen d'un grand nombre de farines et de pains, j'ai cherché à résoudre les questions qui m'étaient posées, principalement au point de vue pratique.

L'analyse chimique est impuissante à constater elle seule la qualité d'une farine, ou d'un pain, car les mélanges divers qui ont pu être faits dans les farines, leur état physique exercent sur la qualité des pains une influence beaucoup plus grande que leur composition chimique prise en valeur absolue.

La chimie doit donc appeler à son aide les autres sciences naturelles et principalement la physique, dont les puissants appareils d'observation ont reçu dans ces dernières années des perfectionnements si importants.

La nature des corps différents qui se présentent dans les farines, l'état physique des grains d'amidon, du gluten et des autres matières azotées, leurs

modifications sous l'influence de la chaleur, de l'eau et des agents chimiques, sont décrits avec soin dans plusieurs ouvrages de science justement estimés.

Je n'ai rien à présenter de nouveau sur ce sujet; dans ce Mémoire, je n'ai l'intention de considérer que la partie pratique de la question, et d'exposer de quelle manière j'ai cru devoir examiner les nombreux échantillons de pains et de farines que l'Administration m'a envoyés depuis plus d'un an. J'appellerai examen pratique des pains et farines l'ensemble des opérations, plutôt physiques que chimiques, par lesquelles on peut reconnaître assez rapidement la qualité d'un pain, ou la valeur commerciale d'une farine au point de vue de la fabrication du pain.

Dans les farines, j'ai cherché à constater : la qualité et l'état de conservation du froment; le soin avec lequel le son a été séparé; les mélanges de farines étrangères qui auraient pu être introduites, soit par fraude, soit par négligence, soit dans le but de masquer par un goût spécial et prononcé le mauvais état de la farine de froment.

Ces farines étrangères sont presque toujours en faible proportion, leur présence est difficile à constater, leur détermination quantitative serait impossible. La farine de froment est, dans la plupart des cas, en proportion très-dominante, et sa qualité influe principalement sur la valeur commerciale de la farine.

Dans les pains, j'ai observé : le degré de cuisson pour la mie et pour la croûte, l'odeur de la mie, le goût et la facile digestion; le mode de durcissement par dessiccation spontanée; la proportion d'eau hygrométrique; et de cendres dans les deux parties, mie et croûte; la proportion de farine employée pour produire 100 parties de pain, variable avec un grand nombre de circonstances; enfin, j'ai cherché à reconnaître la présence de farines différentes de celle de froment. Cette recherche est bien plus difficile dans les pains que dans la farine employée à leur fabrication, en raison de la déformation, au moins partielle, que les grains d'amidon subissent pendant la cuisson.

L'examen d'une farine ne peut être complet que si l'on connaît en même temps a qualité du pain qu'elle produit dans de bonnes conditions de fabrication; les observations au microscope peuvent, dans certains cas, notamment pour le mélange de seigle, laisser dans l'incertitude sur la présence d'une farine étrangère ou sur sa proportion plus ou moins notable : le goût du pain, ses propriétés physiques, peuvent presque toujours écarter cette incertitude.

De même aussi l'examen des pains ne peut être complet que si l'on connaît la farine employée et les conditions de sa fabrication.

Il faudrait donc toujours examiner en même temps et comparativement

les pains et les farines; cela n'est pas toujours possible. Ainsi, quand un pain a été saisi chez un boulanger, il faut en faire l'examen sans connaître la farine employée à sa fabrication; on manque, dans ce cas, d'un contrôle précieux des résultats obtenus. Il en est de même quand une farine doit être examinée sans qu'on puisse la soumettre à l'épreuve de la panification.

J'ai dû fréquemment opérer isolément sur les pains ou sur les farines, et presque toujours mes opérations m'ont laissé dans le doute sur plusieurs points importants : c'est donc convaincu par l'expérience, que j'insiste sur la nécessité d'opérer en même temps sur les farines et sur les pains.

EXAMEN DES FARINES.

L'examen d'une farine exige les opérations suivantes :

1° Détermination de l'eau hygrométrique;

2° Préparation et dosage du gluten;

3° Observation au microscope de la farine elle-même et de l'amidon séparé dans la préparation du gluten;

4° Dosage de l'azote et des matières minérales.

Je vais considérer successivement ces différentes opérations, en indiquant pour chacune d'elles son but et la manière dont elle peut être faite.

Eau hygrométrique. — La farine est une substance très-hygrométrique, difficile à dessécher exactement. Elle commence à se roussir en perdant de l'eau de sa substance organique, à une température peu supérieure à celle nécessaire pour lui enlever l'eau seulement hygrométrique. L'appareil le plus convenable pour obtenir la dessiccation parfaite est une étuve, dont on peut maintenir la température constante entre 115 et 120 degrés. On peut encore réussir sur un bain de sable; mais la dessiccation est bien plus difficile et demande une grande habitude dans la conduite du feu. La farine est alors placée dans une grande capsule de porcelaine, et doit être remuée très-fréquemment, afin que la température de la masse puisse être à peu près la même dans toutes les parties; sans cette précaution, la partie en contact avec la paroi de la capsule serait déjà décomposée et noircie avant que les parties supérieures fussent desséchées. Il est important de ne pas opérer sur plus de 50 grammes; pour une quantité plus grande, on ne pourrait pas arriver à une dessiccation uniforme.

Dans l'étuve, au contraire, on peut dessécher également telle quantité de farine qu'on le juge nécessaire. L'étuve présente encore l'avantage que l'opération est terminée bien plus rapidement.

La disposition du laboratoire de l'École impériale des Mines, spécialement construit en vue de l'analyse des substances minérales, ne m'a permis d'em-

ployer que le bain de sable; il ne m'a pas fallu moins de deux jours pour dessécher complétement les échantillons. Dans la dessiccation lente et longtemps prolongée, j'ai trouvé l'avantage de diminuer notablement la faculté hygrométrique de la farine desséchée, et de rendre peut-être négligeable l'absorption de l'eau de l'atmosphère pendant les pesées.

Du reste, qu'on opère dans une étuve ou sur un bain de sable, la dessiccation peut être considérée comme parfaite quand la farine, étant restée pendant au moins vingt-quatre heures à une température supérieure à 110 degrés, deux pesées successives, faites à un intervalle de plusieurs heures, accusent le même poids. L'aspect de la farine, quand on a opéré au bain de sable, indique immédiatement si la température est devenue trop élevée; la farine doit être d'un blanc très-légèrement jaunâtre; une plus forte coloration dénote une décomposition partielle.

Dans le cas où la farine s'est très-peu colorée pendant la dessiccation, on peut admettre qu'il n'y a pas eu perte notable de substance organique; on ne doit pas en conclure qu'il n'y a pas eu décomposition partielle; le contraire me semble démontré par l'odeur particulière, toujours très-sensible, que dégage la farine à une température inférieure à 110 degrés. Je pense que cette perte peut être négligée, au moins jusqu'à ce que des expériences précises aient été faites sur ce sujet.

La proportion d'eau hygrométrique dans les farines est très-variable avec la nature et la provenance des céréales, avec les conditions de la mouture, de la séparation du son et de la conservation des farines.

La belle farine de froment, conservée pendant plusieurs jours dans une chambre sèche, à la température de 20 à 25 degrés, ne retient que de 9 à 10 p. 100 d'eau. Celle que vendent les boulangers de Paris contient de 16 à 17, quelquefois même 18 pour 100 d'eau.

Plusieurs farines de provenance étrangère, notamment certaines farines d'Amérique, n'en renferment que 13 à 14 pour 100; mais elles ne sont pas en bon état.

On peut admettre de 15 à 17 pour 100 d'eau en moyenne dans les bonnes farines de froment, moulues et conservées dans les conditions atmosphériques ordinaires. Quand on trouvera dans une farine proposée une proportion d'eau notablement moindre, on devra considérer ce fait comme une *indication* que la farine n'est peut-être pas dans son état normal.

J'appuie sur le mot *indication*, parce que cette moindre proportion d'eau peut dépendre de la nature du blé, et non pas de l'altération de la farine. Elle acquiert une plus grande valeur quand, la provenance de la farine étant connue, on sait par expérience que les farines de cette localité contiennent ordinairement une plus forte proportion d'eau hygrométrique.

Gluten. — La préparation du gluten par la méthode ordinaire, en malaxant la farine sous un filet d'eau, peut faire connaître très-nettement si la farine proposée est en fermentation : elle est par suite d'une très-grande importance, et doit être toujours faite dans les mêmes conditions et, s'il est possible, par le même opérateur. On reconnaît aisément l'état de bonne ou mauvaise conservation de la farine, sa qualité pour la fabrication du pain, à la rapidité avec laquelle le gluten se rassemble, et à ses caractères physiques, quand il a été bien séparé de l'amidon.

Avec l'habitude de cette opération on peut classer les farines d'après leur qualité, aussi sûrement que les dégustateurs reconnaissent et classent les vins par leur goût.

La même opération peut donner des indications sur la présence de farines étrangères mélangées à celles de froment; mais elles manquent souvent de netteté quand il s'agit de farines en fermentation. Dans le cas même d'une farine en bon état, il faut avoir une grande habitude de la manière dont se sépare le gluten dans des mélanges déterminés, pour pouvoir conclure avec quelque certitude sur la nature des mélanges qui peuvent exister dans la farine proposée.

Il est convenable d'opérer sur un poids un peu considérable, afin de pouvoir mieux apprécier la proportion de son et constater la présence ou l'absence des poussières, des petites pierres et des divers débris qui se concentrent fréquemment dans les farines préparées sans les soins nécessaires.

J'opère ordinairement sur 100 grammes de farine, et je commence le lavage dans un nouet de linge; dès que le gluten a pris la consistance suffisante, je retire la matière du linge, et je termine dans les mains nues; l'opération est achevée quand, en pressant fortement le gluten sous un mince filet d'eau, l'eau s'écoule parfaitement claire.

Toutes les matières qui sortent du linge ou des mains doivent passer à travers un tamis fin et être recueillies dans une grande capsule bien propre. Le tamis arrête le son, les fragments de tissu cellulaire, les corps étrangers, souvent même du gluten qui glisse à travers le linge ou glisse entre les doigts; l'amidon seul passe dans la capsule. De cette manière, on divise la farine en trois parties qu'il faut examiner séparément : le gluten, le son et les matières étrangères, l'amidon.

Le temps nécessaire à la préparation du gluten est variable avec la manière d'opérer et avec la qualité de la farine; il est d'autant plus court que la farine de froment est plus pure et de meilleure qualité. Pour les belles farines, on termine très-facilement l'opération en moins d'une demi-heure, tandis qu'il faut une heure et plus pour les farines avariées. Il est par suite très-impor-

tant d'opérer toujours de la même manière, et de tenir note du temps employé.

Dans les bonnes farines de froment, le gluten commence à se rassembler presque immédiatement et ne tend pas à passer à travers le linge; ensuite, quand on opère dans les mains, il prend très-rapidement une consistance et une élasticité de plus en plus grandes; on peut en extraire tout l'amidon sans perte de gluten, pourvu qu'on ait le soin d'écraser doucement les grumeaux qui se forment par la concentration de l'amidon dans certaines parties. Vers la fin, le gluten paraît blanc un peu jaunâtre; il est très-consistant et très-élastique. On peut le peser humide; mais il est préférable de le dessécher à 115 ou 120 degrés dans une petite capsule de porcelaine tarée d'avance, en opérant dans une étuve ou dans un bain de sable. Dans ce dernier cas, la dessiccation est très-lente et demande de deux à trois jours. A la première impression de la chaleur, le gluten se boursoufle et prend dans la capsule une surface très-convexe. Il s'affaisse sur lui-même à mesure que la dessiccation est plus avancée, en même temps il brunit notablement; quand il est bien desséché, il est dur, cassant, et présente une texture feuilletée assez régulière.

La proportion du gluten dans les belles farines de froment est variable, avec la provenance des blés, de 9 à 11 pour 100 du poids de la farine prise dans son état hygrométrique ordinaire.

Dans les farines altérées par la fermentation, le gluten ne commence à se réunir dans le nouet de linge qu'au bout d'un temps assez long, un demi-heure, quelquefois même une heure (quand on opère sur 100 grammes), et passe en partie à travers le tissu. Quand il a pris une consistance suffisante pour qu'on le puisse retirer du linge et malaxer dans les mains, il tend à se diviser en grumeaux qui ont peu d'adhérence entre eux : on ne parvient qu'avec peine à les réunir en une seule masse, qui est bien moins consistante et élastique que le gluten provenant d'une bonne farine. La différence est d'autant plus grande que la farine proposée est plus altérée.

Pendant la dessiccation, le gluten se boursoufle peu, et souvent même il offre dès le principe une surface concave. Quand la dessiccation est complète, il est dur, peu feuilleté, et presque toujours assez fortement coloré.

L'observation attentive de ces caractères dans une farine reconnue bonne et dans celles qui sont soumises à l'examen peut donc faire reconnaître bien nettement l'état de conservation de la farine, ce qui est certainement le point le plus important pour la fabrication du pain.

Le poids du gluten donné par une farine n'a pas la même importance, puisque sa proportion peut être à peu près aussi forte dans une farine altérée que dans une farine de bonne qualité, pourvu toutefois qu'on ait le soin

de joindre à la masse principale les petits fragments détachés pendant l'opération.

Le mélange de farines différentes de celle de froment influe beaucoup sur l'aspect du gluten et sur la manière dont il se rassemble; cette influence n'est cependant bien prononcée que dans le cas où les farines étrangères sont en notable proportion, ce qui est fort rare et facile à constater sous le microscope, et aussi par un rendement bien moindre en gluten élastique.

Dans la plupart des cas, il n'y a aucune incertitude sur la cause à laquelle il faut attribuer la difficulté de réunion du gluten; cette cause est l'état de fermentation de la farine. Dans le cas où l'on constate la présence de plusieurs farines mélangées à celle de froment en notable proportion, on peut attribuer les propriétés anormales du gluten, soit à la présence de ces farines, soit à l'altération de celle de froment, soit même aux deux causes réunies. On ne peut alors tirer des indications certaines de la préparation du gluten sur l'état de fermentation de la farine proposée, que par suite d'une longue habitude de l'influence spéciale de chaque mélange dans différentes proportions. On ne peut acquérir cette habitude qu'en faisant un très-grand nombre d'expériences sur des mélanges déterminés et différents; il ne serait pas possible de décrire clairement l'influence des mélanges, influence variable avec la manière d'opérer la préparation du gluten.

L'incinération du gluten ne peut donner, en général, aucune indication utile sur la valeur des farines; il n'est donc pas nécessaire de la faire. Le gluten brûle difficilement, et les cendres ne peuvent être obtenues bien blanches que sous la moufle d'un grand fourneau de coupelle : les cendres sont composées principalement d'acide phosphorique, d'alcalis et de chaux; elles contiennent de la silice en proportion notablement plus forte que les cendres de la farine elle-même. J'ai trouvé dans plusieurs glutens provenant de farines de froment, de 1,25 à 1,45 pour 100 de cendres contenant plus de la moitié de leur poids de phosphate de chaux.

Amidon. — L'amidon, entraîné par l'eau à travers le tamis dans la préparation du gluten, est reçu dans une grande capsule, dans laquelle il se dépose avec plus ou moins de lenteur. Les plus gros grains gagnent assez vite le fond du vase et forment une couche consistante sur laquelle viendraient se disposer progressivement les grains plus petits et plus légers. L'eau reste laiteuse pendant près de deux heures, quelquefois même davantage. On a intérêt à empêcher le mélange des parties lourdes et légères de l'amidon, afin de pouvoir observer plus commodément au microscope les gros grains et ceux d'un diamètre plus petit.

Dans ce but, on décante le liquide laiteux une demi-heure après la fin de la préparation du gluten, et on laisse la liqueur s'éclaircir lentement.

On filtre, si cela est nécessaire, ou si l'on est trop pressé, dans l'eau claire, on cherche à constater la *légumine*, caractéristique, d'après plusieurs chimistes, de la présence des légumineuses : elle est indiquée par un précipité blanc donné par l'acide acétique. Ce caractère ne me paraît pas suffisamment net; la liqueur peut tenir en dissolution d'autres substances que la légumine, précipitables également par l'acide acétique, telles que les matières azotées solubles d'un certain nombre de céréales; le caractère indiqué est surtout incertain quand il s'agit d'une farine en fermentation.

Le précipité blanc donné par l'acide acétique ne doit être considéré que comme une indication du mélange possible de farines légumineuses, indication qui a besoin d'être vérifiée par l'ensemble des caractères de la farine proposée.

La partie la plus lourde de l'amidon est quelquefois recouverte d'une couche légèrement colorée, dans laquelle on peut reconnaître les parties fines du son et du tissu cellulaire qui ont pu traverser les tamis. Cela ne se présente jamais pour les bonnes farines bien préparées. Il faut séparer cette couche, quand elle se produit, pour l'examiner au microscope en même temps que la partie plus grossière restée sur le tamis.

L'amidon déposé au fond de la capsule doit être examiné attentivement; quand il provient de farine de froment pure et de bonne qualité, il a un aspect satiné tout spécial ; quand il provient, au contraire, de farine de froment altérée, ou d'un mélange de cette farine de bonne qualité avec des farines de seigle, de maïs, de millet, et., il est gluant sous les doigts, et présente pour chaque cas spécial un caractère particulier. La différence d'aspect n'est sensible que pour un œil très-exercé et ne saurait être décrite.

L'aspect de l'amidon est donc assez important à noter comme indiquant soit la bonne qualité de la farine, soit sa mauvaise qualité ou le mélange d'autres farines. En comparant ce caractère avec celui donné par le gluten, on peut déjà se faire une idée assez exacte de la valeur de la farine proposée.

Une partie de cet amidon est conservée au contact de l'air et sous une mince couche d'eau : la fermentation ne tarde pas à se manifester, et commence d'autant plus vite que la farine est elle-même plus altérée. De cette rapidité on peut encore déduire une appréciation utile. La seconde partie de l'amidon est destinée aux observations microscopiques; on doit la sécher à demi-température et la conserver jusqu'aux expériences sous le microscope. Quand on soupçonne que la farine proposée contient des mélanges, il peut être utile de soumettre l'amidon à une préparation mécanique, dans le but de classer autant que possible les grains d'amidon par ordre de grosseur, et de rendre par là plus facile la distinction des grains de graines différentes.

Cette préparation mécanique consiste seulement en une série d'agitations et de décantations successives en opérant dans un grand verre à pied. Dans la partie la plus lourde sont contenus les grains de fécule, de pommes de terre et de farine de haricots. Dans la partie moyenne se trouvent principalement les grains de maïs.

Le dépôt qui se forme lentement dans la première liqueur laiteuse donnée par la préparation du gluten, doit contenir les grains les plus petits du froment, du seigle, et tous ceux du millet et de l'avoine; il ne renferme certainement pas de grains de haricots et de pommes de terre, qui tous sont assez gros et d'un diamètre assez uniforme.

Les produits des décantations successives doivent être séchés doucement et conservés pour les observations sous le microscope.

Matières arrêtées par le tamis. — Le tamis sur lequel tombent toutes les matières qui s'échappent du linge ou des mains pendant la préparation du gluten, retient le son, les débris de tissus cellulaires, les matières étrangères, des petites portions de gluten. Ces dernières doivent être séparées avec soin et réunies à la masse du gluten. La quantité comparative des autres matières permet d'évaluer approximativement le soin avec lequel le son a été séparé, et la propreté de la farine. Leur examen au microscope peut encore amener à découvrir, par les débris de tissu cellulaire, la nature des farines qui ont été mélangées. Je dois dire cependant que, dans toutes mes expériences, j'ai pu reconnaître plus facilement les mélanges en observant l'amidon et la farine elle-même, qu'en examinant ces débris de tissu cellulaire.

Observations au microscope. — J'ai toujours employé, pour mes observations de farines et d'amidons, un microscope de Chevalier, muni d'un appareil de polarisation. Le grossissement qui m'a paru le plus convenable est celui de 300 diamètres, pour lequel les objets sont encore assez vivement éclairés et le champ assez vaste pour qu'on puisse apercevoir nettement un assez grand nombre de grains d'amidon.

Il permet aussi de dessiner facilement à la chambre claire la forme exacte des grains un peu gros, ce qui facilite beaucoup la comparaison de la farine proposée avec des farines de nature déterminée.

Un plus fort grossissement fatigue beaucoup la vue, ne donne pour chaque observation qu'un très-petit nombre de grains d'amidon nettement visibles, et force par suite à multiplier beaucoup les observations.

Pour chaque farine proposée, il faut soumettre au microscope et séparément la farine elle-même, l'amidon classé en deux, trois et même quatre grosseurs, et enfin les fragments de tissu cellulaire.

En se servant du microscope, on a pour but de reconnaître les mélanges de différentes farines, et on peut arriver, pour un certain nombre, à consta-

ter ces mélanges avec certitude, pourvu qu'on ait la patience de multiplier les observations, et qu'on soit bien habitué à l'aspect que présentent les farines pures, préparées spécialement avec des graines bien propres et de bonne qualité.

La nécessité de multiplier les observations résulte de ce que les mélanges ne sont jamais bien homogènes, et que chaque observation ne fait apercevoir qu'un point de la farine proposée.

Quant à la seconde condition que j'ai exposée, la connaissance exacte de l'aspect que présentent sous le microscope les différentes farines pures, son utilité est bien évidente, car il faut distinguer un ou deux grains de l'une de ces farines entourées d'un très-grand nombre de grains de froment.

J'ai pu distinguer très-nettement, par les observations microscopiques, la présence dans la farine de froment d'une très-faible portion de maïs, d'avoine, de millet, de haricots, de pommes de terre; pour le seigle, au contraire, j'ai toujours eu des résultats un peu incertains. Pour les vesces et les féverolles, les caractères chimiques bien connus me semblent plus nets.

Enfin, pour aucune farine, je n'ai pu fixer mes idées, même approximativement, sur la proportion dans laquelle elles avaient été mélangées.

Je vais considérer les farines qui ont été jusqu'à présent mélangées le plus fréquemment avec la farine de froment, et indiquer pour chacune d'elles les caractères qui peuvent servir à la faire reconnaître avec plus ou moins de certitude.

Seigle. — Le seigle est extrêmement difficile à reconnaître du froment sous le microscope, surtout si on observe l'amidon au lieu de la farine elle-même. La grosseur, la forme des grains, leurs stries, leur coloration par l'iode, leur gonflement par la potasse, la croix noire peu prononcée que fait naître la polarisation de la lumière, tous ces caractères sont extrêmement voisins, sans être identiques, dans les amidons de seigle et de froment.

Il est possible de reconnaître l'amidon du seigle de celui du froment, ou même de distinguer deux échantillons, l'un de froment pur, l'autre de froment mélangé de seigle, quand on sait d'avance que l'un des deux échantillons proposés contient le mélange des deux amidons et que l'autre est de froment pur; mais la différence des caractères est trop peu marquée pour qu'on puisse être certain de la présence d'une petite quantité de seigle, mélangée avec une forte proportion de froment dans l'amidon d'une farine inconnue. Quand on observe la farine elle-même, on éprouve la même difficulté, excepté cependant quand on réussit à rencontrer dans le champ du microscope un de ces petits duvets adhérents à chaque grain de seigle et qui passent dans la farine. Ces duvets sont très-nettement caractérisés; on les reconnaît de suite quand on les a vus une fois. Pour avoir la probabilité de les

rencontrer, il faut avoir la précaution d'étendre la farine, seulement humectée, entre deux lames de verre, sans séparer le gluten qui entraînerait à coup sûr ces duvets.

Quand on les a constatés, on est bien certain de la présence du seigle dans la farine proposée ; mais la réciproque n'est pas vraie, c'est-à-dire que si l'on ne parvient pas à la rencontrer dans le champ du microscope, on n'est pas en droit de conclure l'absence du seigle.

Il y a donc souvent incertitude au sujet du seigle quand il n'est pas en proportion assez forte pour influer notablement sur la proportion du gluten ou sur le goût du pain, qui est l'indication la plus certaine et la plus sûre de la présence du seigle en notables proportions.

Avoine. — L'avoine est rarement introduite par fraude dans la farine de froment ; quand elle est en proportion un peu forte, on constate facilement sa présence par le goût du pain ; quand elle se trouve en faible proportion, on peut aisément la découvrir sous le microscope par deux séries d'observations, l'une sur la farine elle-même, l'autre sur les parties les plus légères de l'amidon, séparées par la première décantation après la préparation du gluten.

Pour la farine il faut opérer comme pour le seigle, c'est-à-dire étendre la farine humectée entre deux lames de verre, sans perdre aucune partie de la matière ; on reconnaît l'avoine aux barbes très-longues qui proviennent des grains et restent toujours dans la farine. Leur aspect est bien différent de celui des barbes du seigle, surtout quand on les examine à la lumière polarisée.

L'axe et les deux bords sont marqués par des lignes noires fortement accusées, séparées par deux lignes brillantes.

Il s'agit donc seulement de multiplier le nombre des observations, pour être certain de l'absence ou de la présence de l'avoine.

Dans l'amidon il faut chercher l'avoine dans la partie la plus légère, car tous les grains de cette céréale sont extrêmement petits. On les reconnaît, si on a l'habitude de les observer, aux caractères suivants : ils paraissent très-petits et peu transparents à la lumière ordinaire, ils ne présentent aucun point brillant à la lumière polarisée. Ces caractères sont moins tranchés que ceux des barbes d'avoine observables dans la farine, et on ne doit chercher à les utiliser qu'après s'être familiarisé par une longue étude avec l'aspect que présentent les grains d'amidon de l'avoine, mélangés dans des proportions d'abord très-fortes et ensuite de plus en plus faibles avec les grains les plus petits de l'amidon du froment, du seigle et du millet.

Maïs. — Le maïs est mélangé avec le froment dans un certain nombre de farines provenant des pays étrangers : j'en ai constaté la présence dans tous

les échantillons de farine d'Amérique que m'a soumis l'Administration. On peut reconnaître assez nettement sa présence en observant au microscope soit la farine elle-même, soit l'amidon. Comme les grains d'amidon du maïs sont assez réguliers et de diamètre moyen, on doit observer surtout la partie de l'amidon qui s'est déposée la première dans la préparation du gluten, et en séparer les plus gros grains par une décantation rapide, c'est-à-dire qu'il est convenable d'opérer sur la partie moyenne de l'amidon de la farine proposée.

Dans la farine elle-même, humectée et bien étendue entre deux lames de verre, on peut reconnaître le maïs aux débris de tissu cellulaire et à la forme prismatique des grains qui proviennent des parties voisines de l'enveloppe.

Le caractère suivant est beaucoup plus net, et peut être constaté plus facilement dans l'amidon que dans la farine : l'amidon est mouillé avec l'huile d'olive et bien étendu sur une lame de verre, et ensuite observé successivement à la lumière ordinaire et à la lumière polarisée. A la lumière ordinaire, les grains de maïs paraissent bien ronds (sous le grossissement de 300 diamètres) et présentent tous au centre un point noir bien marqué ; à la lumière polarisée, ils paraissent carrés et divisés en quatre par une croix noire rectangulaire, dont les deux branches sont également foncées; les quatre angles sont très-brillants. Ce caractère, que les grains d'amidon du maïs présentent seuls [1], permet de reconnaître avec certitude la présence ou l'absence du maïs.

Millet. — Le millet n'est que bien rarement mélangé avec le froment dans les farines commerciales; son odeur et son goût le feraient facilement reconnaître dans les farines non altérées. Je l'ai constaté dans plusieurs farines fermentées, dans lesquelles il avait peut-être été introduit pour masquer par son goût prononcé celui que développe la fermentation.

L'observation au microscope peut, dans tous les cas, indiquer avec certitude sa présence ou son absence. Comme l'amidon de millet est composé de grains extrêmement petits, il est convenable d'opérer non pas sur la farine elle-même, mais sur les parties les plus légères de l'amidon, sur le dépôt qui se forme lentement dans la première liqueur décantée (préparation du gluten). Dans cette partie légère de l'amidon extrait de la farine proposée, le millet peut se reconnaître aux caractères suivants : ses grains, très-petits, paraissent bien ronds et plus transparents que ceux de l'avoine; ils présentent tous un point noir au centre; à la lumière polarisée, les bords des grains sont difficiles à distinguer du fond obscur, le centre est indiqué par un point

1. Les grains de millet offrent le même aspect à la lumière ordinaire, mais leur diamètre étant beaucoup plus petit, il est impossible de les confondre avec ceux de maïs, et de plus on ne distingue pas la croix noire à la lumière polarisée.

très-brillant. Ces caractères permettent de reconnaître bien nettement un seul grain de millet dans le champ du microscope. On peut les appliquer sur la farine elle-même, en multipliant le nombre des observations.

Haricots. — Lorsque la farine de haricots a été mélangée dans une proportion notable à la farine de froment, sa présence se décèle pendant la panification et ensuite dans le pain. Lorsque sa proportion est faible, on peut toujours la reconnaître aisément au microscope. La grosseur des grains d'amidon des haricots est assez uniforme et comprise entre celle des plus gros grains et des grains moyens de l'amidon de froment. Par suite, dans l'extraction du gluten de la farine proposée, les haricots se trouvent presque tous dans la partie la plus lourde de l'amidon. C'est donc cette partie qu'il faut employer de préférence pour les observations microscopiques.

A la lumière ordinaire, les grains de haricots présentent une forme un peu allongée, une enveloppe bien tendue, et deux points noirs assez rapprochés l'un de l'autre sur la face latérale. Observés à la lumière polarisée, ces grains paraissent à peu près ronds; le bord est nettement dessiné par un cercle noir, la surface est divisée par une croix rectangulaire, dont les deux branches sont également foncées; leur intersection est marquée par un point noir de grandes dimensions, et l'intervalle des branches est très-brillant.

L'ensemble de ces caractères est aussi net que ceux présentés par les grains de maïs et de millet, et ne peut pas laisser le moindre doute sur la présence ou l'absence des haricots dans une farine donnée.

Je rappellerai que, pour arriver plus vite et plus sûrement au résultat, il faut observer l'amidon et non pas la farine; il faut chercher le millet et l'avoine dans la partie la plus légère, le maïs dans la partie moyenne et les haricots dans la plus lourde.

Pommes de terre. — La fécule de pommes de terre est facile à reconnaître dans la farine et surtout dans la partie la plus lourde de l'amidon. Plusieurs méthodes ont été proposées par différents chimistes, notamment par M. Payen, pour constater au microscope la présence d'une petite quantité de fécule dans la farine de froment; celle qui me paraît en même temps la plus simple et la plus sûre est l'observation directe de l'amidon aux deux lumières. A la lumière ordinaire, les grains de fécule ont un facies bien caractérisé; à la lumière polarisée, leur surface présente deux branches hyperboliques, inégalement noires, dont les sommets sont plus marqués et plus déliés. — Je n'ai pas besoin de rappeler les procédés proposés par M. Roland et M. Denny, ils sont décrits en détail dans les *Bulletins de la Société d'Encouragement.* — Les caractères que je viens d'indiquer sont très-nets et applicables à tous les cas qui peuvent se présenter.

Vesces et féverolles. — Ces deux substances peuvent être facilement constatées dans les farines en suivant la méthode que M. Denny a décrite dans les *Bulletins de la Société d'Encouragement*. La farine est appliquée sur les parois intérieures d'une petite capsule de porcelaine, et soumise successivement aux vapeurs d'acide azotique et d'ammoniaque. Toutes les parties qui appartiennent aux vesces et féverolles se colorent en rouge très-foncé, tandis que le reste de la farine est seulement jauni. L'examen sous le microscope, de la matière rougie, permet de reconnaître les grains colorés en rouge, et par conséquent d'apprécier avec une certaine approximation la proportion des vesces et féverolles dans la farine proposée.

Ce caractère est très-net et c'est le seul cas dans lequel il est possible d'apprécier, dans les mélanges de substances diverses à la farine de froment, la proportion des matières mélangées.

Riz. — Le riz est assez difficile à reconnaître dans les farines; on peut cependant le distinguer, sous le microscope, aux fragments anguleux du périsperme. On doit les chercher dans la farine elle-même et surtout dans les parties lourdes de l'amidon. Il faut une grande habitude pour les reconnaître d'une manière certaine, surtout quand la proportion de riz mélangé au froment est très-faible. La distinction est alors un peu plus facile que celle du seigle, mais elle n'est pas à beaucoup près aussi nette que celle de la fécule, du maïs, du millet, des haricots et de l'avoine.

La détermination du gluten et la panification ne peuvent non plus fournir que des caractères peu prononcés quand la proportion du riz n'est pas très-notable.

Sarrasin. — Le sarrasin est plus facile à distinguer par la panification que par l'examen microscopique; il donne au pain un goût spécial, qu'il est difficile de confondre avec aucun autre. Pour le reconnaître dans la farine, il faut commencer par séparer le gluten et les parties les plus légères de l'amidon. Dans les parties un peu lourdes, on reconnaît le sarrasin à la présence de petites masses anguleuses, prismatiques, analogues pour l'aspect à l'amidon en aiguilles du commerce.

Graine de lin. — Cette substance est très-rarement mélangée à la farine de froment, au moins pour celle vendue à Paris. On peut la reconnaître assez sûrement sous le microscope à la présence de petits fragments carrés, presque uniformes, colorés en rouge brun, et ne changeant pas d'aspect quand on dissout l'amidon dans la potasse, en employant une dissolution renfermant 12 à 14 pour 100 d'alcali.

Résumé.

D'après tous ces caractères on peut, jusqu'à un certain point, distinguer les farines différentes qui ont été mélangées à celle de froment dans un échantillon donné, en opérant de la manière suivante :

Dans une première opération, on constate la présence ou l'absence des vesces et féverolles par la coloration en rouge indiquée précédemment; le microscope sert à évaluer la proportion de ces substances.

Dans une seconde série d'expériences sur la farine elle-même, on cherche à reconnaître au microscope les duvets de seigle ou d'avoine, qu'il est très-facile de distinguer les uns des autres. Les mêmes observations peuvent indiquer par la forme des débris de tissu cellulaire, par les fragments de périsperme, la présence du riz, du maïs et du sarrasin. En traitant la farine, sur la lame de verre, par une dissolution de potasse, on peut distinguer les fragments carrés et rouges, caractéristiques de la graine de lin.

Dans une troisième série d'expériences, on observe l'amidon obtenu par la préparation du gluten, et on le divise en trois parties, par agitation et décantations successives.

Dans la partie la plus légère, qui ne renferme que les grains les plus fins, on cherche le millet et l'avoine en observant alternativement à la lumière ordinaire et à la lumière polarisée. Les grains ronds avec un point noir au centre, devenant noirs avec le centre brillant, à la lumière polarisée, indiquent le millet; les grains opaques qui disparaissent presque complétement par la polarisation de la lumière, sont caractéristiques de l'avoine.

Dans la partie moyenne, il faut chercher surtout le maïs, très-facile à reconnaître sous le microscope : les grains ronds avec un point noir au centre, devenant carrés, avec une croix noire rectangulaire, et les quatre angles très-brillants à la lumière polarisée indiquent avec certitude la présence du maïs.

La partie la plus lourde de l'amidon est celle qui peut contenir le plus de substances différentes du froment. C'est dans cette partie qu'on doit chercher la fécule, les haricots, le riz et le sarrasin. Il faut multiplier les observations en passant, pour chacune d'elles, de la lumière ordinaire à la lumière polarisée.

La fécule se reconnaît à la grosseur des grains, à leur facies tout particulier, aux deux branches hyperboliques noires que fait apparaître la polarisation de la lumière.

Les haricots se distinguent par les grains un peu allongés, portant deux petits points noirs très-rapprochés, à la croix noire rectangulaire, avec un

pâté noir au centre, le contour circulaire noir et les intervalles très-brillants, auxquels donne lieu la polarisation.

La présence du riz est indiquée par les fragments angulaires du périsperme, presque transparents à la lumière ordinaire, et qu'il est difficile de reconnaître si on n'a pas une grande habitude de les observer.

Enfin des agglomérations prismatiques analogues aux aiguilles de l'amidon du commerce décèlent la présence du sarrasin.

Par ces expériences, les vesces, les féverolles, le millet, l'avoine, le maïs, les haricots, la pomme de terre, la graine de lin et même le sarrasin, sont faciles à constater avec netteté. — Le riz est toujours difficile à reconnaître quand il est en faible proportion ; le seigle ne peut être indiqué que par les petites barbes qu'il faut chercher avec patience dans la farine.

Azote et matières minérales. — Les farines contiennent des substances azotées, qui n'ont pas, comme le gluten de froment, la propriété de se réunir par malaxation. On pourrait évaluer leur proportion avec une exactitude bien suffisante, en dosant l'azote et calculant la quantité des matières organiques azotées, s'il était bien démontré que ces matières renferment toutes à peu près la même proportion d'azote.

Il ne faut pas attacher une trop grande importance à ce dosage. La bonne qualité du pain dépend principalement de l'absence ou de la très-faible proportion des farines autres que celle de froment, et du bon état de conservation de cette dernière. Ces deux points sont éclaircis par la séparation et le dosage du gluten. S'il se rassemble facilement, s'il a les propriétés caractéristiques d'une bonne qualité de froment, si sa proportion est comprise entre les limites ordinaires de 9 à 11 pour 100, on peut être assuré que le pain fait avec la farine sera bon, que les farines étrangères sont en proportion trop faible pour influer d'une manière notable sur sa qualité.

C'est donc le gluten qu'il faut examiner avec le plus de soin. Quant à l'azote, son dosage n'indique nullement l'absence de farines étrangères, ni même le bon état de la farine de froment. Il ne peut donc être qu'un renseignement utile à connaître, mais duquel il faut se garder de tirer une conclusion, au moins autant que sa proportion est comprise entre certaines limites.

La question de l'action de l'azote comme principal élément nutritif est d'ailleurs trop controversée pour qu'on puisse classer les farines d'après la proportion d'azote qu'elles renferment.

Les matières minérales existent dans toutes les farines, en faible proportion et doivent cependant être très-utiles dans l'alimentation. Elles ne peuvent être déterminées que par l'incinération dans une capsule de porcelaine et sous une moufle chauffée au rouge sombre seulement. La forte proportion

des sels alcalins fusibles rend très-difficile l'incinération complète. Si lentement qu'on élève la température, on ne parvient pas à éviter la fusion, qui empêche la combustion du charbon. Il faut alors traiter les cendres plus ou moins noires par l'eau, afin de dissoudre les sels alcalins et continuer l'incinération sur la partie insoluble. La dissolution est évaporée à sec, et le poids du résidu ajouté à celui des cendres donne la somme des matières minérales de la farine. Cette opération est longue et ne peut pas donner de résultat exact : l'incinération doit faire perdre une partie des sels minéraux contenus, et surtout changer la nature des combinaisons. Elle ne doit être faite que dans le cas où l'on soupçonne l'introduction frauduleuse de sels minéraux blancs dans la farine, cas extrêmement rare, parce que la fraude est trop facile à découvrir. Les cendres de froment sont composées principalement de silice, acide phosphorique, alcalis et chaux : elles ne renferment que très-peu de magnésie, d'acide sulfurique et d'acide carbonique.

Je donne dans le tableau B la composition des cendres de pains reconnus de bonne qualité, qui ne diffèrent des cendres de farine de froment que par le sel ajouté dans la panification, et par une petite proportion de sulfate de chaux, provenant de l'eau de puits que les boulangers employent de préférence à l'eau pure.

Pour terminer le chapitre de l'examen des farines, je donnerai les résultats numériques obtenus avec différentes farines pour l'eau et le gluten.

	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
Eau hygrométrique pour 100 de farine.	16,70	17	17	16	12	14	13	13	14	14
Gluten sec.........	9,39	10,60	9	10,65	»	10,12	10,06	11	9,80	9

EXAMEN DES PAINS.

Dans les circonstances ordinaires on doit examiner les pains pris chez les boulangers sans connaître exactement la nature des farines, le mode de fabrication, la durée de la cuisson et même le temps qui s'est écoulé depuis la sortie du four. Les résultats qu'on peut obtenir ne sont pas toujours com-

1. Farine des environs de Bordeaux, tenant 23,39 pour 100 de son.

2, 3, 4. Farines première qualité, achetées chez un boulanger de Paris.

5. Farine de marrons d'Inde.

6, 7, 8, 9, 10. Farines provenant d'Amérique, envoyées de Cherbourg et du Havre à l'Administration. Elles sont fermentées et contiennent un peu de seigle et de maïs. Elles donnent du pain de très-mauvaise qualité. On n'a pu les employer pour la panification qu'en les mélangeant avec une forte proportion de farine de froment.

plets et sont nécessairement rapportés à l'état du pain au moment où il est mis en expérience. Il serait très-utile de connaître le temps écoulé depuis la sortie du four et la perte de poids du pain par dessiccation ; par là on serait en mesure d'étudier la loi de la dessiccation depuis la cuisson, et de déterminer avec une plus grande certitude la proportion de farine employée pour produire les pains proposés.

Les opérations nécessaires pour apprécier la qualité des pains sont les suivantes :

1° Examen des caractères extérieurs, du degré de cuisson, de l'odeur, du goût, du durcissement par dessiccation spontanée ;

2° Détermination de l'eau hygrométrique dans la mie et dans la croûte, et par suite de la proportion des matières sèches que renferme le pain ;

3° Incinération de ces deux parties séparées, et calcul de la proportion de farine sèche employée pour produire 100 parties de pain. Dans le cas où on connaît la farine employée et ses proportions d'eau, on peut calculer le rendement de la farine en pain ;

4° Analyse des cendres, dosage du sel, recherche des matières minérales qui auraient pu être introduites pendant la panification ;

5° Recherche des farines diverses qui auraient pu être mélangées à celle de froment.

§ I. — *Caractères extérieurs.*

Le jugement à porter sur la qualité du pain est basé en grande partie sur la consistance, l'odeur et le goût de la mie et de la croûte, et sur le plaisir qu'on éprouve en les mangeant. On ne peut comparer les pains entre eux sous ce rapport qu'en les examinant dans des conditions semblables, à peu près le même temps après la cuisson. Ils devraient être examinés de douze à dix-huit heures après leur sortie du four, c'est-à-dire dans l'état le plus ordinaire de la vente par les boulangers.

On pèse le pain entier et on le coupe en deux parties égales : l'une est destinée à la détermination de l'eau hygrométrique, et doit être pesée de suite ; la seconde est consacrée à l'examen des caractères extérieurs.

On tient note de l'aspect, de l'odeur, du goût et de la consistance de la mie et de la croûte, et par ces caractères on peut souvent découvrir quels mélanges de farines ont été faits, en quel état de conservation était la farine de froment.

Le seigle, les haricots, le sarrasin, les pommes de terre, etc., se reconnaissent aisément au goût et à l'odeur, même quand leur proportion est très-faible. Le mélange d'une proportion notable de maïs rend la mie un peu gluante et donne une couleur jaunâtre assez prononcée. Les farines de fro-

ment fermentées produisent des pains dont la mie est lourde, mal levée et très-gluante : en outre ces pains ont une odeur indéfinissable et désagréable, qu'il est facile de reconnaître quand on l'a sentie une seule fois; le goût est aigrelet et la digestion difficile.

On peut distinguer encore assez nettement l'odeur et le goût des farines fermentées en présence d'une proportion notable de maïs et de seigle.

A ces premières indications il faut joindre celle que donne le durcissement spontané d'un certain poids du pain proposé.

Les pains faits avec de la bonne farine de froment durcissent lentement, en perdant leur eau hygrométrique sans contracter de mauvais goût.

Les pains faits avec des farines mélangées durcissent presque tous beaucoup plus vite. Le marron d'Inde, la pomme de terre, les haricots, le riz, sont les substances qui accélèrent le plus le durcissement; le pain ne devien pas mauvais, ne contracte aucun goût nouveau; il reste toujours aussi bon quand on le trempe dans du bouillon.

Au contraire, le pain fait avec des farines en fermentation durcit avec une grande rapidité, et devient de plus en plus mauvais à mesure qu'il est plus desséché. Son goût aigrelet devient plus prononcé, et très-souvent le pain se recouvre de moisissures en moins de quatre jours, bien que conservé dans un endroit sec; ce caractère est en relation directe avec celui que j'ai indiqué pour les farines fermentées, l'altération rapide de l'amidon sous l'eau.

Au point de vue scientifique, il y aurait intérêt à faire une série d'expériences sur la dessiccation spontanée des pains de bonne qualité dans des conditions déterminées. Des nombreuses expériences que j'ai faites à ce sujet, il résulte que la mie conservée dans une capsule et dans une chambre maintenue à la température constante de 18 à 20 degrés, perd progressivement de son poids, rapidement d'abord, très-lentement ensuite, et n'arrive à un état hygrométrique stationnaire qu'au bout de huit à neuf jours. Elle retient alors environ 10 pour 100 d'eau, proportion peu différente de celle que conserve la belle farine de froment dans les mêmes conditions. Exposées dans une atmosphère plus humide, la mie et la farine réabsorbent à peu près la même quantité d'eau. Ces résultats me paraissent démontrer que la mie des pains de bonne qualité diffère très-peu de la farine, et par suite que dans la fabrication du pain la partie de la farine qui produit la mie n'éprouve pas de notable altération.

Il semble en résulter également que le durcissement des pains provient seulement de la dessiccation et n'est pas accompagné d'actions chimiques.

Il n'en est probablement pas de même pour les pains faits avec des mélanges de farine, et principalement pour ceux fabriqués avec des farines fermentées. Le durcissement très-rapide et la différence de faculté hygromé-

trique entre la mie desséchée spontanément et la farine correspondante indiquent une action chimique qu'il m'a été impossible d'étudier.

§ II. — *Détermination de l'eau hygrométrique.*

Pour avoir assez exactement la proportion d'eau que renferme un pain, il est essentiel d'opérer sur le pain tout entier, ou au moins sur un poids assez considérable, et sur une portion choisie, de manière à bien représenter la moyenne proportion de mie, de croûte, des parties bien cuites et de celles moins chauffées. Dans la plupart des pains on peut estimer avec une approximation suffisante la division en deux parties symétriques, en sorte qu'on peut se contenter d'opérer sur l'une des deux moitiés. Plus rarement, dans les pains qui présentent une cuisson bien uniforme, on peut opérer sur le quart; jamais on ne doit prendre une fraction plus petite, parce que les résultats ne seraient plus applicables au pain tout entier.

La condition d'opérer sur une portion très-notable du pain ne serait pas toujours absolue si on tenait à doser seulement l'eau hygrométrique; ainsi, pour les pains longs, on aurait une approximation bien suffisante en opérant sur une tranche prise vers le milieu du pain. Je me suis assuré par plusieurs expériences, sur une tranche et sur le même pain tout entier, que la différence entre les deux proportions d'eau ainsi déterminées est très-faible.

Après la dessiccation, il convient toujours de faire l'incinération de la mie et de la croûte, afin de pouvoir calculer, comme je l'indiquerai plus loin, la proportion de farine employée dans la fabrication du pain. Le résultat de ce calcul ne peut être un peu exact que si l'on opère sur une portion très-notable et représentant bien exactement la moyenne du pain entier. J'ai toujours obtenu des résultats concordants en opérant sur les pains entiers, et même sur la moitié des pains; bien rarement l'emploi du quart des pains m'a donné des résultats satisfaisants.

La condition de dessécher et d'incinérer soit les pains entiers, soit les moitiés seulement, est assez embarrassante, parce que la dessiccation est d'autant plus difficile à conduire qu'on agit sur un poids plus considérable. Je conseille vivement de ne pas s'arrêter à cette difficulté, parce qu'on peut tirer une vérification précieuse de la comparaison des proportions de matières sèches et de farine sèche, données par la dessiccation et par l'incinération. Outre cette vérification très-importante, on tire de la comparaison des deux nombres la proportion de matière organique perdue pendant la cuisson, et l'influence de la forme des pains sur le rendement de la farine.

Dans mes expériences je considère comme *croûte* toutes les parties du pain qui paraissent avoir subi dans la cuisson une décomposition plus ou moins forte; je ne considère comme *mie* que les parties qui n'ont pas perdu de leur substance organique. La séparation des deux parties doit être faite immédiatement après la pesée, à l'aide d'un couteau coupant très-bien. La mie et la croûte sont pesées séparément, divisées à la main en très-petits fragments et placées dans des capsules en porcelaine.

Pour tous les pains que j'ai examinés, j'ai fait le calcul de la proportion de mie et de croûte contenues dans 100 parties de pain, et j'ai pris le rapport de la croûte à la mie. Ces nombres mettent en évidence, pour les pains de même forme, le degré de cuisson qui dépend aussi bien de la durée que de la température du feu, et pour les pains différents, l'influence de la forme sur la proportion de mie et de croûte, et comme conséquence sur le rendement de la farine en pain.

Pour les pains de 2 kilogrammes, dits *de maçon*, bien cuits et de bonne qualité, la proportion de mie varie ordinairement entre 70 et 75 pour 100, et le rapport de la croûte à la mie de 0,43 à 0,33.

Dans les pains de 2 kilogrammes, dits *de fantaisie*, plus allongés que les précédents, la proportion de mie est notablement plus faible et dépasse rarement 70 pour 100; elle descend à 60 pour 100 dans les pains trop cuits; le rapport de la croûte à la mie est généralement compris entre 0,60 et 0,43.

Pour les pains fendus, dits *de marchands de vin*, encore plus allongés, le rapport de la croûte à la mie varie entre 0,78 et 0,90. Ils sont assez souvent peu cuits et la croûte est peu colorée, mais très-ferme. La proportion de mie dépasse peu 55 pour 100 : aussi pour cette forme spéciale le rendement de la farine est-il très-faible.

Les pains rondins, plus ou moins allongés, se rapprochent des pains de maçon; le rapport de la croûte à la mie est ordinairement compris entre 0,50 et 0,60, excepté cependant pour ceux de $1\frac{1}{2}$ kilogramme, pour lesquels la proportion de croûte, plus forte, atteint 45 pour 100 du poids du pain.

Enfin dans les miches de 2 kilogrammes, le rapport de la croûte à la mie s'écarte très-peu de 0,50; la proportion de mie est ordinairement comprise entre 63 et 68 pour 100, suivant le degré de cuisson.

Pour les pains d'une forme déterminée, le mode de cuisson devient manifeste par la comparaison de l'apparence avec la proportion de la croûte. Une cuisson rapide dans un four très-chaud donne presque toujours une croûte brûlée et une mie mal cuite, retenant beaucoup d'eau. Les pains soumis à une cuisson plus prolongée, dans un four chauffé modérément, offrent une croûte bien colorée, épaisse, et une mie bien cuite renfermant peu d'eau.

Les pains fabriqués avec des farines fermentées, mélangées dans une forte proportion avec des farines de bonne qualité, ne peuvent être rendus passables que par une cuisson lente et prolongée pendant une heure. Ces mêmes pains, cuits dans les conditions ordinaires, présentent toujours une mie gluante et de goût plus ou moins désagréable.

La dessiccation de la mie et de la croûte devrait être faite dans une étuve à air chaud, maintenue à la température constante de 110 à 115 degrés; mais il faudrait dans presque tous les laboratoires actuellement existants faire construire une étuve spéciale, de dimension assez grande pour qu'on puisse opérer en même temps sur plusieurs échantillons, c'est-à-dire sur plusieurs fois 1 ou 2 kilogrammes de pain. Je n'ai pas pu faire construire cet appareil dans les laboratoires de l'Ecole des Mines, et j'ai été forcé d'opérer la dessiccation sur les grands bains de sable dont je me sers depuis très-longtemps. Bien que je fusse habitué à diriger le feu de manière à maintenir la température sensiblement constante, il m'a fallu une surveillance de tous les instants pour empêcher le fond des capsules de trop chauffer. Je n'ai pas besoin d'ajouter qu'il a été nécessaire de retourner très-fréquemment les matières dans les capsules pour rendre la dessiccation uniforme dans toute la masse. A ces inconvénients inhérents à l'emploi des bains de sable, il convient d'ajouter que la dessiccation est nécessairement très-lente, et n'exige pas moins de deux jours entiers. Dans un laboratoire destiné spécialement à l'examen des pains, une étuve serait indispensable.

Sur le bain de sable il convient d'élever lentement la température jusqu'à la fin de la dessiccation. Pendant les douze dernières heures, le sable, à l'endroit le plus chaud, doit indiquer de 120 à 125 degrés; un thermomètre à mercure entièrement plongé dans le pain doit alors marquer de 115 à 118 degrés.

On reconnait que la dessiccation est parfaite aux caractères suivants : la mie est devenue légèrement jaune à la surface des fragments, et son poids reste stationnaire dans deux pesées faites à un intervalle de six heures. L'expérience doit être considérée comme manquée quand certaines parties de la mie ou de la croûte sont caramélisées et s'attachent au fond des capsules.

Quand on opère sur des pains de mauvaise qualité, il faut encore plus de précautions, et ne pas élever la température au delà de 110 degrés; la mie chauffée à 120 degrés perdrait une notable proportion d'eau de combinaison, et les pesées indiqueraient moins de matières sèches que les pains n'en contiennent réellement. Cette décomposition partielle est mise en évidence par le désaccord entre la proportion des matières sèches et celle de la farine sèche, calculée par les cendres.

Il est essentiel de peser très-rapidement la mie et la croûte desséchées,

parce que ce sont des substances très-hygrométriques, absorbant en peu de temps une notable proportion de l'eau atmosphérique.

Les poids obtenus permettent de calculer en centièmes l'eau hygrométrique et les matières sèches contenues dans la mie, dans la croûte et dans le pain entier.

Les pains de bonne qualité, bien cuits, considérés dix-huit heures apr. sortie du four, contiennent de 33 à 34 pour 100 d'eau; la mie en donne 42 à 43 pour 100 et la croûte 17 à 18 pour 100. Dans les pains entiers la proportion d'eau est assez variable avec la forme et avec le mode de cuisson. Dans les échantillons de toute nature que j'ai eu la mission d'examiner, j'ai trouvé pour limites extrêmes de la proportion d'eau :

Pour la mie......................	40	et 48	pour 100
Pour la croûte....................	17	27	»
Pour le pain......................	30	41	»

Les pains cuits lentement, dont la croûte bien colorée est très-résistante, sont ceux qui renferment la plus faible proportion d'eau. Ceux dont la croûte est brûlée retiennent presque toujours beaucoup d'eau dans la mie. Il en est de même de ceux fabriqués, sans précaution spéciale dans la cuisson, avec des farines avariées.

Dans le tableau A, joint au Mémoire, j'ai réuni un certain nombre d'exemples des résultats obtenus avec des pains de formes et de qualités différentes.

§ III. — *Incinération.*

L'incinération de la mie et de la croûte desséchées exige de très-grandes précautions, parce qu'on opère sur des masses considérables, et qu'il faut éviter : 1° la perte des sels que pourraient entraîner la vapeur d'eau et les produits volatils qui se dégagent pendant la carbonisation, si la température était élevée très-rapidement; 2° l'agglomération des sels alcalins, qui sont en forte proportion dans les cendres.

Elle ne peut réussir que dans des capsules de porcelaine, sous une grande moufle, chauffée progressivement jusqu'au rouge sombre. On avance peu à peu les capsules vers le fond de la moufle, de manière à produire lentement la décomposition et l'inflammation de la matière organique. Quand la flamme a cessé, on peut chauffer au rouge sombre et placer les capsules dans le fond de la moufle, en les inclinant vers l'entrée, afin que l'air puisse arriver facilement sur le charbon qui reste à brûler. On entretient le feu tant qu'il reste du charbon, en ayant soin que la moufle ne soit jamais au rouge vif. La combustion du charbon provenant de 2 kilogrammes de pain exige de trois à quatre heures; elle est d'autant plus longue que les cendres sont d'autant

moins blanches et les résultats d'autant plus incertains, qu'on a chauffé plus fortement.

Quand on s'aperçoit que les cendres encore noires tendent à s'agglomérer, il faut retirer les capsules de la moufle, laisser refroidir, bien porphyriser les matières, et recommencer l'incinération à une température plus basse.

Les cendres devenues bien blanches sont pesées tout de suite après leur refroidissement et conservées pour l'analyse. Des poids obtenus on déduit la proportion de cendres pour 100 parties de mie, de croûte et de pain.

La proportion est un peu plus faible dans la mie que dans la croûte; pour le pain lui-même, elle est variable avec la nature et avec le rendement des farines : elle est ordinairement comprise entre 0,60 et 0,80 pour 100 de pain.

La détermination des cendres donne les moyens de calculer la proportion de farine sèche employée pour produire le pain, avec une assez grande exactitude pour les pains de bonne qualité, et au contraire avec peu de certitude quand les pains proviennent de farines altérées. Je considère d'abord le premier cas, c'est-à-dire les pains faits avec de bonnes farines.

Les bases du calcul sont les suivantes :

On peut admettre que dans la panification la pâte mise au four est sensiblement homogène, et contient à peu près la même proportion de matières minérales dans toutes ses parties; cette homogénéité n'est pas sensiblement modifiée par la cuisson, au moins dans les conditions ordinaires de fabrication. D'après cela, le rapport entre les deux nombres qui expriment la proportion de cendres dans la croûte et dans la mie, représente la proportion de mie à laquelle aurait donné lieu la partie de la pâte transformée en croûte. Si on multiplie ce rapport par la proportion de croûte contenue dans 100 parties de pain, et si on ajoute le produit à la mie, la somme A représentera la mie qu'aurait produite la quantité de farine employée pour 100 parties de pain.

En considérant ensuite que la cuisson n'a fait éprouver à la mie aucune perte sensible de matière organique, on peut admettre que la mie desséchée représente presque exactement la farine sèche employée pour la produire. Par conséquent, en multipliant la somme A, qu'on pourrait appeler pain évalué en mie, par la proportion de matière ou farine sèche contenue dans la mie, on aura la proportion de farine sèche qui a donné 100 parties de pain.

Ce résultat s'applique à l'état hygrométrique du pain au moment de sa mise en expérience. Pour le rapporter au moment de la sortie du four, il faudrait connaître le poids du pain à cet instant. Connaissant le poids de la farine sèche, il sera facile de calculer la proportion de farine ordinaire, et

son rendement en pain, si l'on a pu déterminer en même temps l'état hygrométrique de la farine.

Exemple. Si la farine contient 17 pour 100 d'eau, il faudra diviser le nombre obtenu pour la farine sèche par 83 pour avoir la proportion de farine à 17 pour 100 d'eau produisant 100 parties de pain, et ensuite diviser 1,000 par la proportion de farine ordinaire pour avoir le rendement en pain de 100 parties de farine.

La comparaison des deux nombres qui représentent la proportion de farine sèche employée et celle de matières sèches contenues dans 100 parties de pain, doit donner un excès par le premier; la différence représente, si les opérations ont été bien faites, la perte de matière organique pendant la cuisson, perte entièrement due à la formation de la croûte.

La perte est variable avec le degré de cuisson, avec la proportion de croûte, et par suite avec la forme des pains : elle est d'autant plus grande que la proportion de croûte est plus forte et que cette croûte est plus brûlée.

Dans les pains de 2 kilogrammes, dits de fantaisie, la perte de matière organique est comprise entre $1\frac{1}{2}$ et 3 pour 100 de la farine sèche employée; pour les pains de maçon, elle est un peu moins forte, et comprise ordinairement entre $1\frac{1}{4}$ et 2 pour 100.

Pour les pains très-allongés, comme ceux de marchands de vin et les rondins d'un petit diamètre, la perte varie de 3 à 4 pour 100. Dans les pains rondins d'un fort diamètre, elle se rapproche beaucoup de 2 pour 100. Il en est de même dans les miches, quand la cuisson a été convenable.

Le calcul du rendement de la farine conduit à des résultats intéressants et démontre que, pour les pains de bonne qualité, à peu près également cuits, le rendement dépend de la forme des pains. J'ai déduit d'un très-grand nombre d'expériences les moyennes suivantes : elles se rapportent à des pains fabriqués avec de bonnes farines de froment, mis en expérience dix-huit heures environ après leur sortie du four. La farine contenant 17 pour 100 d'eau hygrométrique, 100 parties de farine produisent :

125 à 130 de pains de maçon de 2 kilogrammes;
120 à 125 de pains de fantaisie de 2 kilogrammes;
112 à 122 de pains très-allongés;
120 à 128 de pains rondins, suivant le diamètre;
125 à 135 de miches de 2 kilogrammes suivant la cuisson et l'épaisseur de la mie.

Je n'ai pas eu l'occasion de déterminer la perte que les différents pains éprouvent pendant les dix-huit premières heures après leur sortie du four; il semble résulter de quelques expériences isolées que les pains peuvent perdre de 3 à 5 pour 100 de leur poids. Si ce chiffre est vérifié par de nouvelles

observations, les nombres précédents conduisent à ce résultat, que, pour les miches, les rondins et les pains de maçon convenablement cuits, le rendement moyen de la farine ordinaire se rapproche beaucoup de 133 ; que, pour les pains de fantaisie, presque toujours portés à domicile, le rendement moyen est compris entre 125 et 130 ; et enfin que, pour les pains très-allongés, il peut être souvent inférieur à 120.

En appliquant la méthode précédemment indiquée aux pains fabriqués avec des farines altérées ou mélangées, je n'ai pas toujours obtenu une concordance satisfaisante entre les proportions de farine sèche et de matières sèches. Presque toujours le calcul de la farine employée a donné un nombre inférieur à celui des matières sèches, dosées directement par la dessiccation. J'ai d'abord attribué cette discordance à ce que la dessiccation avait été faite à une température trop élevée, et à ce qu'une partie de la mie avait été décomposée. Mais en recommençant les expériences sur les mêmes pains, je suis retombé sur le même résultat. En suivant le mode de calcul adopté pour passer des cendres à la farine employée, il est facile de se convaincre que la discordance provient de ce qu'à la température de 115 à 120 degrés la mie des pains de mauvaise qualité perd une notable proportion d'eau de combinaison.

En opérant la dessiccation à une plus basse température, on obtient la vérification désirée. C'est pour ce motif que, dans le paragraphe précédent, j'ai indiqué 110 degrés comme la température la plus élevée à laquelle on doit soumettre les pains reconnus de mauvaise qualité, soit par leur goût, soit par la nature des farines employées. La dessiccation est difficile, et on ne peut jamais affirmer qu'elle soit complète.

Je ne suis pas en mesure de donner l'explication de ce fait, qui me paraît très-important ; je désire seulement attirer l'attention des chimistes, qui s'occupent spécialement de ces questions, sur la facilité bien plus grande avec laquelle les pains faits avec des farines avariées perdent une certaine proportion d'eau de leur substance organique.

Je dois encore faire observer que tous les pains qui m'ont donné ce singulier résultat contenaient une très-forte proportion d'eau hygrométrique, 5 à 6 pour 100 de plus que les pains de même forme, de même apparence extérieure, mais reconnus de très-bonne qualité par leur goût.

Dans le tableau A je donne les nombres obtenus dans l'examen d'un certain nombre de pains, pour les cendres, pour la farine employée et pour le rendement de la farine. Les nos 15, 16, 17, 20 et 21 sont des exemples de la discordance dont je viens de parler, discordance qui pourrait servir à constater la mauvaise qualité des pains, si ce fait n'était déjà démontré par d'autres caractères.

Pour ces pains, il ne faut pas considérer comme exacts les nombres obtenus pour les matières sèches, pour la farine employée et pour le rendement de la farine en pain : les deux premiers sont certainement trop faibles et le dernier trop fort; il faut recommencer la dessiccation à plus basse température, si l'on a encore une quantité suffisante du même pain à sa disposition.

§ IV. — *Analyse des cendres.*

Les cendres de pain sont composées principalement de phosphates ; les bases sont les alcalis, la chaux et l'oxyde de fer ; elles contiennent une faible proportion de silicates alcalins, et laissent dans les acides un faible résidu de 2 à 5 pour 100, composé d'argile et sable.

Les acides sulfurique, chlorhydrique et carbonique n'entrent que pour une très-faible proportion.

J'ai réuni, dans le tableau B, la composition des cendres de dix échantillons de pains faits avec des farines de froment de bonne qualité, et j'ai calculé au moyen de l'acide chlorhydrique dosé, la proportion de sel employé. Elle est assez variable, de $0^{gr},17$ à $0^{gr},78$ par kilogramme de pain, mais paraît se rapprocher de $0^{gr},45$.

Au point de vue spécial de l'examen pratique de la quantité des pains, l'analyse des cendres ne présente pas un intérêt évident quand leur proportion est comprise dans les limites ordinaires, c'est-à-dire entre 0,60 et 0,80 pour 100 de pain : il faudrait y chercher principalement les sels ou les produits de la décomposition des sels minéraux que certains boulangers introduisent parfois en minime proportion, le sulfate de cuivre, le sulfate de magnésie, l'alun, etc. M. Kuhlmann a décrit depuis longtemps les méthodes qui peuvent servir pour les reconnaître ; ses procédés sont décrits avec détail dans le *Traité de Chimie* de M. Dumas, et il ne me reste rien à dire à ce sujet.

Dans le cas où la proportion de cendres est très-forte, il y a lieu de faire l'analyse, afin de reconnaître la nature de la substance minérale mélangée à la farine. Je n'ai aucune méthode nouvelle à présenter au sujet de cette analyse.

§ V. — *Des mélanges.*

Quand on a complété les expériences indiquées précédemment, il reste à déterminer si le pain proposé a été produit avec des farines mélangées ou avec de la farine de froment employée seule.

La présence des farines de seigle, de haricots, de maïs, etc., devient évidente par le goût spécial que prend le pain, quand ces farines sont introduites en proportion notable. L'odeur et le goût, le durcissement plus ou moins

rapide par dessiccation spontanée, sont les indices les plus certains des mélanges. Quand ces caractères font défaut, c'est-à-dire quand les farines autres que celles de froment sont en très-faible proportion, on est obligé de recourir au microscope, et de chercher à reconnaître les grains d'amidon de nature différente.

Cette recherche peut rarement conduire à un résultat satisfaisant, parce que les grains sont en partie déformés pendant la cuisson. Il en résulte que, pour obtenir un ensemble complet de résultats, il faut examiner en même temps la farine employée pour la fabrication du pain.

Dans ce cas on détermine :

Dans la farine, l'eau hygrométrique, la proportion et la qualité du gluten, et par suite l'état de plus ou moins bonne conservation de la farine de froment, et son mélange probable avec d'autres farines. Au microscope on reconnaît si la farine contient du maïs, du millet, de l'avoine, des haricots, de la fécule, du riz, du sarrasin, de la graine de lin. Par une courte opération chimique, on s'assure de l'absence ou de la présence des vesces et des féverolles. — Le seigle peut être quelquefois reconnu avec certitude; d'autres fois il reste dans le doute.

Dans le pain : l'eau hygrométrique, la proportion de mie et de croûte, celle des cendres; on calcule la proportion de farine sèche, qui sert de contrôle à la dessiccation et fait connaître au besoin si le pain est de mauvaise qualité; on calcule le rendement de la farine en pain, et en dosant le chlore seulement dans les cendres on peut évaluer en peu de temps la proportion de sel employé par le boulanger. L'examen des caractères extérieurs du pain, son goût, son odeur, la rapidité avec laquelle il durcit, permettent de se rendre compte des conditions de la fabrication, et viennent donner un contrôle précieux aux résultats obtenus sur la farine pour les mélanges et pour la bonne qualité du froment. L'odeur et le goût peuvent faire reconnaître des proportions assez faibles de seigle, qui échappe souvent à l'examen de la farine sous le microscope.

A. — *Tableau des résultats obtenus pour vingt et un échantillons de pains différents.*

		1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11
Poids des pains (en grammes)		1920	1935	1965	1885	1892	1910	398	880	851	1545	1783
Rapport de la croûte à la mie		0,429	0,386	0,475	0,335	0,329	0,290	0,811	0,675	0,809	0,773	0,555
Pour 100 de pain	mie	70,00	72,16	67,78	74,90	75,24	77,52	55,22	59,68	55,28	56,39	64,31
	croûte	30,00	27,84	32,22	25,10	24,76	22,48	44,78	40,32	44,72	43,61	35,69
Eau hygrométrique	mie	42,50	42,80	44,80	43,90	44,00	41,50	40,49	42,06	42,83	41,18	43,51
	croûte	18,10	19,00	19,60	18,70	16,60	16,40	16,94	19,25	20,70	18,85	19,00
	pain	35,20	36,00	36,60	37,50	37,40	35,70	30,00	33,30	32,69	31,44	34,44
(α) Matières sèches p. 100 de pain		64,80	64,00	63,40	62,50	62,60	64,30	70,00	66,70	67,31	68,56	65,56
Cendres pour 100	mie	0,606	0,594	0,545	0,550	0,712	0,533	0,590	0,542	0,521	0,580	0,519
	croûte	0,9087	0,921	0,866	0,885	1,122	0,849	0,883	0,815	0,811	0,913	0,796
	pain	0,697	0,685	0,647	0,620	0,814	0,604	0,722	0,658	0,651	0,725	0,610
Rapport des cendres de croûte à mie		1,500	1,550	1,589	1,600	1,575	1,591	1,496	1,503	1,556	1,574	1,533
(6) Farine sèche pour 100 de pain		66,10	66,00	66,16	64,52	64,05	66,26	72,78	69,75	71,21	73,54	67,25
Différence (6) — (α)		1,30	2,00	2,76	2,02	1,45	1,96	2,78	3,05	3,90	4,98	1,69
Farine ordinaire pour 100 de pain		79,62	79,50	79,71	77,72	77,16	79,83	87,68	84,03	85,79	88,60	81,02
Rendement de 100 de farine		125,60	125,70	125,45	128,65	129,60	125,26	114,00	119,00	116,55	112,86	123,42

Observations. — Les nos **1**, **2**, **3**, **4**, **5**, **6** sont des pains de maçon, bien cuits, pris chez différents boulangers de Paris. Ils ont été mis en expérience dix-huit à vingt heures après leur sortie du four. La farine de froment, de bonne qualité, employée pour leur fabrication, tenait 17 pour 100 d'eau. — Le n° **7** est un rondin peu cuit. — Le n° **8** est un rondin un peu trop cuit, la croûte est brûlée par places. — Le n° **9** est un pain fendu bien cuit; la croûte est résistante sans être brûlée. — Le n° **10** est un pain de marchands de vin; la croûte est peu colorée, le goût est très-bon. — Le n° **11** est un rondin long et bien cuit.

Les nos **7**, **8**, **9**, **10**, **11** paraissent avoir été faits avec de la farine de froment, sans mélange. On a admis 17 pour 100 d'eau dans la farine comme pour les précédents.

(Suite.) A. — *Tableau des résultats obtenus pour vingt et un échantillons de pains différents.*

		12	13	14	15	16	17	18	19	20	21
Poids des pains (en grammes)		1925	2011	1950	1998	1988	1983	1627	1665	1796	1829
Rapport de la croûte à la mie		0,451	0,479	0,560	0,391	0,492	0,478	0,493	0,584	0,464	0,364
Pour 100 de pain	mie	68,90	67,61	64,10	71,94	67,11	67,65	66,97	63,17	68,30	73,31
	croûte	31,10	32,39	35,90	28,06	32,89	32,35	33,03	36,83	31,70	26,69
Eau hygrométrique	mie	41,10	40,45	41,85	47,52	43,88	44,06	42,65	42,85	46,03	47,11
	croûte	17,67	18,55	19,00	19,42	20,00	19,80	17,83	17,77	27,44	22,16
	pain	33,79	33,47	33,64	39,63	35,75	36,22	34,45	33,60	40,01	40,44
(α) Matières sèches p. 100 de pain		66,21	66,53	66,36	60,37	64,25	63,78	65,55	66,40	59,99	59,56
Cendres pour 100	mie	0,541	0,500	0,487	0,591	0,500	0,723	0,719	0,724	0,708	0,589
	croûte	0,833	0,688	0,712	0,806	0,697	1,036	1,066	1,101	0,822	0,833
	pain	0,632	0,560	0,568	0,655	0,566	0,824	0,834	0,863	0,744	0,654
Rapport des cendres de croûte à mie		1,539	1,376	1,462	1,532	1,394	1,432	1,482	1,520	1,161	1,414
(β) Farine sèche p. 100 de pain		68,77	67,83	67,82	58,00	63,39	63,77	66,48	68,08	56,72	58,73
Différence (β) — (α)		2,56	1,30	1,46	2,37	0,86	0,01	0,93	1,68	3,27	0,83
Farine ordinaire pour 100 de pain		80,90	79,83	79,78	68,00	74,57	75,00	78,20	80,00	67,52	70,00
Rendement de 100 de farine		124,00	125,25	125,35	147,00	134,00	133,00	127,87	125,00	148,00	142,85

OBSERVATIONS. — Les nos **12, 13, 14, 15, 16, 17, 18, 19** sont des miches fabriquées avec des mélanges de farine de froment et de farine d'Amérique contenant un peu de maïs, de qualité passable pour les nos **12, 13, 14**, et fermentée pour les autres ; les nos **18** et **19** ont été cuits lentement et sont restés une heure entière au four ; ils présentent la croûte très-épaisse et la mie un peu sèche. Comme les farines d'Amérique tiennent de 13 à 14 pour 100 d'eau, on a pris 15 p. 100 d'eau dans le mélange des farines pour base des calculs.

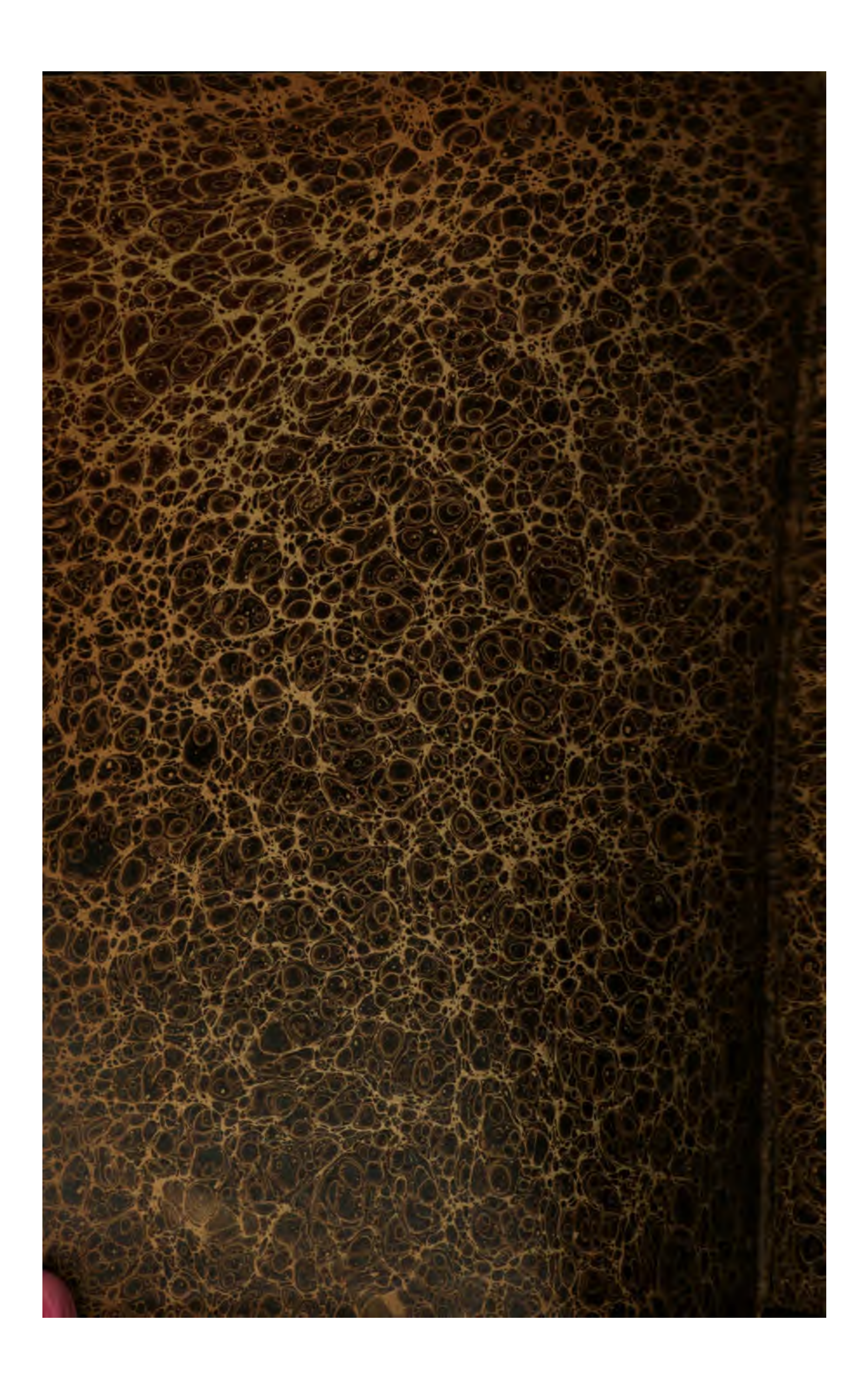
Les nos **20** et **21** sont des pains de maçon faits avec de la farine de froment mélangée avec du seigle, et contenant 16 pour 100 d'eau hygrométrique.

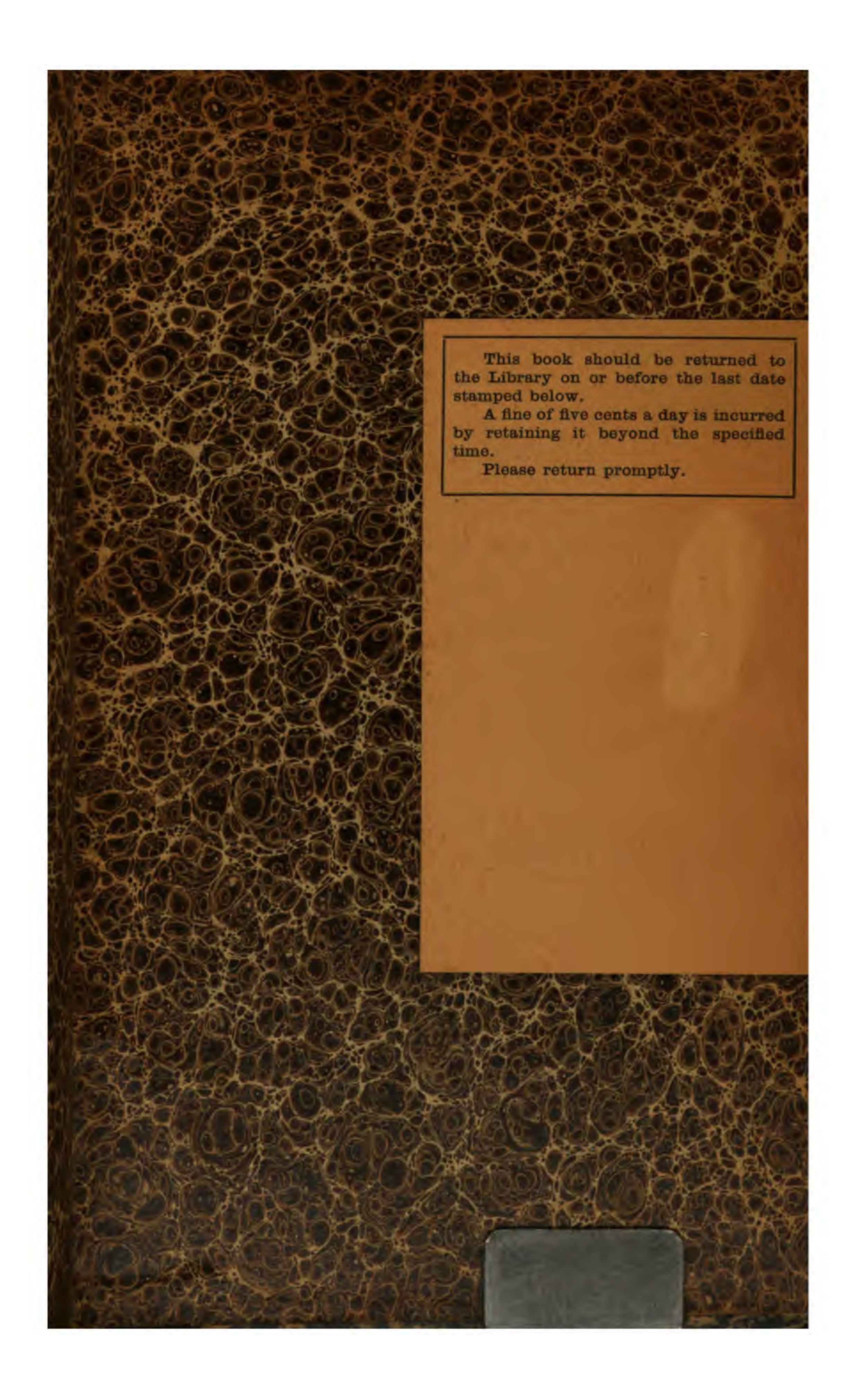
B. — *Tableau de la composition des cendres de dix échantillons de pains* (*dits* pains de maçon) *pris chez différents boulangers de Paris.*

	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
Proportion des cendres p. 100 de pain.	0,705	0,621	0,639	0,783	0,628	0,676	0,600	0,741	0,613	0,645
Composition des cendres en centièmes :										
Acide chlorhydrique	0,065	0,018	0,046	0,063	0,038	0,034	0,039	0,034	0,048	0,047
— sulfurique	0,010	0,007	0,008	0,011	0,008	0,005	0,007	0,008	0,009	0,009
— phosphorique	0,500	0,457	0,431	0,497	0,434	0,452	0,438	0,468	0,443	0,432
— carbonique	»	»	»	»	»	»	0,003	»	0,019	»
Silice	0,016	0,017	0,015	0,016	0,015	0,018	0,019	0,023	0,024	0,015
Sable et argile	0,040	0,044	0,028	0,041	0,028	0,034	0,021	0,053	0,048	0,026
— alcalis	0,211	0,265	0,251	0,213	0,280	0,278	0,272	0,236	0,212	0,246
— chaux	0,111	0,159	0,156	0,112	0,145	0,152	0,144	0,154	0,162	0,155
— oxyde de fer	0,043	0,029	0,060	0,042	0,046	0,020	0,051	0,018	0,027	0,057
	0,996	0,996	0,995	0,995	0,994	0,993	0,994	0,994	0,992	0,987
Sel employé pour 1 kilog. de pain	gr. 0,706	gr. 0,174	gr. 0,446	gr. 0,780	gr. 0,409	gr. 0,419	gr. 0,432	gr. 0,433	gr. 0,521	gr. 0,518

FIN DU TROISIÈME ET DERNIER VOLUME.

Paris. — Impr. de PILLET fils aîné, rue des Grands-Augustins, 5.





This book should be returned to the Library on or before the last date stamped below.
A fine of five cents a day is incurred by retaining it beyond the specified time.
Please return promptly.